



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Desmonte de Maciços Rochosos: optimização da perfuração

Tiago André Araújo da Costa



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Desmonte de Maciços Rochosos: optimização da perfuração

Tiago André Araújo da Costa

1091319

*Estágio apresentado ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Professor Doutor José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes, Professor Coordenador do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

Júri

Presidente

Doutor Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé

Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes

Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor João Manuel Abreu dos Santos Baptista

Professor Associado, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto

Doutor João Paulo Meixedo dos Santos Silva

Professor Adjunto, Instituto Superior de Engenharia do Porto

A tese de **mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente** (MEGG) foi defendida em prova pública, pelo Licenciado **Tiago André Araújo Costa**, no Auditório de Geotecnia do Departamento de Engenharia Geotécnica (ISEP) em 13 de Novembro de 2014 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **17 (dezassete) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta.

A Direcção do MEGG/ISEP

“O que sabemos é uma gota, o que ignoramos é um oceano.”

Isaac Newton

Agradecimentos

Gostaria de expressar os meus sinceros agradecimentos a todos os quantos, de uma ou de outra forma, me ajudaram na elaboração deste documento, em particular:

Ao meu orientador, Professor José Augusto de Abreu Peixoto Fernandes (ISEP), que sempre me apoiou e motivou, pelos seus ensinamentos e discussões tidas sobre o tema, empenho, pela sua disponibilidade, entrega e auxílio sempre demonstrado.

Ao meu supervisor Mestre Eng.º Carlos Correia (Mota-Engil) pela motivação e compreensão, acompanhamento intensivo no desenvolvimento do manuscrito, pelas conversas/discussões que me facilitaram o enquadramento no ambiente empresarial e pela imensa bibliografia disponibilizada que me apoiaram na fundamentação do documento.

Ao Eng.º Carlos Faria (Mota-Engil) e ao Eng.º Luís Ribeiro (Maquirecta) que sempre estiveram disponíveis para o acompanhamento prático abordado e pelas inúmeras dúvidas esclarecidas.

Ao Professor Hélder Chaminé (ISEP) pelo auxílio e dúvidas esclarecidas, fundamentais para a elaboração do documento.

Ao Laboratório de Geotecnia e Materiais de Construção (LGMC | ISEP) pela cedência de equipamento laboratorial para a realização de ensaios “*in situ*”.

À administração da Mota-Engil S.A. pela autorização na integração da presente tese de mestrado no âmbito de um estágio profissionalizante, bem como todo o apoio para o seu desenvolvimento.

Ao Eng.º Eduardo Moutinho (APS) e ao Eng.º Aparício Fernandes (APS) sempre prestáveis e presentes na cedência de informações da pedreira, imprescindíveis para a realização deste documento.

Ao Eng.º Tiago Rodrigues (Mota-Engil) e à Eng.ª Joana Gonçalves (Mota-Engil) pela disponibilidade prestada, assim como informação cedida, não só da obra portuária, mas do projecto total, que foram fulcrais para a conclusão do mesmo.

Ao Eng.º Jorge Sousa (Atlas Copco) pela cedência de informação e dados bibliográficos referentes ao tema da tese.

A todos os meus colegas e amigos de curso (Engenharia Geotécnica e Geoambiente) por todo o companheirismo, camaradagem e convívio acima de tudo, ao longo destes cinco anos.

À minha namorada, Dra. Luciana Rodrigues por todo o apoio incondicional, paciência e ajuda nas diferentes fases da elaboração do documento.

Por fim, mas não menos importante, queria agradecer aos meus Pais que sempre me deram o apoio necessário, proporcionaram a possibilidade de investir na minha formação e sempre acreditaram em mim.

A todos, sem excepção, o meu Muito Obrigado!

Palavras-chave

Perfuração, Maciços Rochosos, Optimização, Desmonte

Resumo

Este trabalho pretende avaliar e melhorar o modo de execução da aplicação da técnica de perfuração, não comprometendo a jusante, no ciclo de operações, a qualidade do desmonte, visando assim, uma optimização técnico-económica. Este manuscrito irá centrar-se na optimização da etapa da perfuração, visando assim a optimização do ciclo total da perfuração. As tarefas realizadas numa pedreira constituem um ciclo de operações. Uma das operações envolvidas no desmonte de maciços rochosos é a perfuração. A forma como esta é executada é determinante para o sucesso do desmonte. O correcto dimensionamento dos acessórios de perfuração, afiação de *bits*, manutenção preventiva dos equipamentos de perfuração e a constante formação dos operadores fazem parte de um conjunto de acções que irão determinar o sucesso da operação de perfuração, tendo sempre em vista, uma optimização técnico-económica, ou seja, produzir mais a um custo mais baixo. O estudo dos parâmetros do maciço rochoso aliado a uma perfuração cuidadosa e alinhada é evidenciado com o intuito de uma abordagem de geoengenharia integrada dos maciços rochosos. O estudo foi realizado na pedreira da APS, S.A. (Pedreira de Monte Chãos), tendo como análise os dados desde o início do projecto até à data. Para fundamentar este estudo, aborda-se os parâmetros geológico-geotécnicos e geomecânicos do maciço remanescente, verificando assim as ferramentas de corte mais adequadas ao caso e averiguar a influência da afiação de *bits*, quer seja manual ou semiautomática, e de que forma a mesma irá influenciar nos rendimentos e vidas úteis obtidas, tendo como objectivo, melhorar o custo por metro de furação realizado.

Keywords

Drilling, Rock Masses, Optimization, Blasting

Abstract

The main objective of this work is to evaluate and improve the application of the drilling technique, without compromising on the downstream, in the operation cycle, the quality of the blasting, thereby targeting to get a technical and economical optimization. This manuscript is going to focus on the optimization of the drilling process, thus aiming the optimization of the total cycle of drilling. The tasks done at a quarry are made in an operation cycle. One of the operations in the rocky mass blasting is the drilling. The way that drilling is executed, is vital for the success of blasting. The correct sizing of the drilling accessories, sharpening bits, preventive maintenance of the drilling equipment's and the constant training of the force work are part of a set of actions that will determine the success of the drilling operations, keeping always in sight, a technical and economical optimization in view to produce more at a lower cost. The study of the rock masses parameters allied to a careful and lined drilling is shown with the objective of an integrated geoengineering of rock masses. The study was made in the quarry of APS, S.A. (Quarry of Monte Chãos), having an analysis the data since the beginning of the project till now. The grounding of this study was based in geological-geotechnical and geomechanics parameters of the reminiscence massy, verifying the most appropriate cutting tools to the situation and ascertain the influence of the sharpening of the bits, either manual or semi-automatic and the way it will affect the yield and the useful lifetime, having as purpose, improve the cost of drilling per meter.

Índice Geral

Capítulo I.....	- 27 -
1. Introdução Geral.....	- 29 -
1.1. Âmbito.....	- 29 -
1.2. Enquadramento.....	- 29 -
1.3. Objectivo	- 31 -
Capítulo II.....	- 33 -
2. Compartimentação do Maciço Rochoso.....	- 35 -
2.1. Introdução	- 35 -
2.2. Matriz Rochosa.....	- 39 -
2.3. Descontinuidades.....	- 40 -
2.3.1. Noção e génese	- 40 -
2.3.2. Tipos de descontinuidades.....	- 41 -
2.3.2.1. Diaclases.....	- 42 -
2.3.2.2. Falhas.....	- 43 -
2.3.2.3. Superfície de estratificação	- 45 -
2.3.2.4. Foliação	- 46 -
2.3.2.5. Clivagem de fractura	- 46 -
2.3.2.6. Xistosidade	- 46 -
2.3.3. Parâmetros geológico-geotécnicos das descontinuidades	- 48 -
2.3.3.1. Atitude.....	- 49 -
2.3.3.2. Grau de Alteração	- 49 -
2.3.3.3. Grau de Fracturação.....	- 50 -
2.3.3.4. Espaçamento	- 51 -
2.3.3.5. Continuidade	- 51 -
2.3.3.6. Rugosidade	- 52 -

2.3.3.7.	Abertura	- 52 -
2.3.3.8.	Preenchimento	- 53 -
2.3.3.9.	Terminação.....	- 53 -
2.3.3.10.	Curvatura.....	- 54 -
2.3.3.12.	Presença de água	- 54 -
2.3.3.13.	Resistência à compressão uniaxial	- 54 -
2.4.	Técnica de amostragem linear	- 55 -
2.5.	Parâmetros do maciço rochoso	- 58 -
2.5.3.	Número e orientação das famílias de descontinuidades	- 58 -
2.5.4.	Tamanho, forma dos blocos e intensidade da fracturação.....	- 59 -
2.6.	Classificação geomecânica do maciço rochoso.....	- 62 -
2.6.3.	Esclerómetro portátil ou martelo de <i>Schmidt</i>	- 62 -
2.6.4.	Ensaio de resistência à compressão uniaxial	- 66 -
2.6.5.	Ensaio de carga pontual, <i>PLT</i>	- 67 -
2.6.6.	Ensaio de desgaste de <i>Los Angeles</i>	- 70 -
Capítulo III.....		- 73 -
3.	Desmonte de maciços rochosos: Perfuração.....	- 75 -
3.1.	A perfuração no desmonte de rocha	- 79 -
3.2.	Ciclo da perfuração	- 86 -
3.2.1.	Deslocação	- 89 -
3.2.2.	Posicionamento.....	- 89 -
3.2.3.	Emboquilhamento.....	- 89 -
3.2.4.	Perfuração	- 90 -
3.2.5.	Remoção das varas.....	- 91 -
3.3.	Métodos de perfuração.....	- 91 -
3.3.1.	Martelo Rotopercutivo	- 92 -
3.3.2.	Martelo de superfície	- 93 -
3.3.3.	Martelo de fundo de furo.....	- 94 -

3.3.4. Sistema de perfuração COPROD	- 94 -
3.4. Acessórios de perfuração	- 95 -
3.4.1. Encabadouros.....	- 97 -
3.4.2. Uniões.....	- 98 -
3.4.3. Varas.....	- 98 -
3.4.4. Bits.....	- 101 -
3.5. Equipamento de Perfuração	- 103 -
3.6. Aspectos Humanos.....	- 104 -
3.7. Optimização técnico-económica dos aços de perfuração	- 105 -
3.7.1. Afiação de <i>bits</i>	- 105 -
3.7.2. Optimização da malha de perfuração na produção de enrocamento	- 110 -
3.8. Desvios de furação	- 114 -
Capítulo IV	- 119 -
4. Pedreira de Monte Chãos	- 121 -
4.1. Considerações gerais.....	- 121 -
4.2. Enquadramento do caso de estudo	- 122 -
4.2.1. Enquadramento geral.....	- 122 -
4.2.2. Enquadramento Geográfico	- 124 -
4.2.3. Enquadramento Geológico	- 125 -
4.2.4. Tectónica	- 126 -
4.2.5. Sismicidade.....	- 127 -
4.3. Descrição dos materiais e métodos	- 127 -
4.4. Pedreira de Monte Chãos.....	- 128 -
4.5. Parâmetros geológico-geotécnicos.....	- 129 -
4.5.1. Grau de alteração.....	- 130 -
4.5.2. Tipo de descontinuidade.....	- 131 -
4.5.3. Grau de fracturação	- 131 -
4.5.3.1. Definição do bloco unitário	- 132 -

4.5.4. Abertura	- 133 -
4.5.5. Preenchimento	- 134 -
4.5.6. Rugosidade	- 135 -
4.5.7. Continuidade	- 136 -
4.5.8. Curvatura	- 138 -
4.5.9. Presença de água	- 139 -
4.6. Caracterização geomecânica	- 141 -
4.7. Otimização do ciclo de perfuração	- 143 -
4.7.1. Otimização da coluna de perfuração	- 146 -
4.7.2. BQ3: Máquina de afiação de <i>bits</i> semiautomática	- 147 -
4.7.3. Ciclo de afiação	- 149 -
Capítulo V	- 153 -
5. Análise e discussão dos resultados	- 155 -
5.1. Considerações gerais	- 155 -
5.2. Resultados da operação de perfuração	- 155 -
5.3. Otimização do ciclo da perfuração	- 156 -
5.3.1. Otimização dos aços de perfuração	- 159 -
Capítulo VI	- 163 -
6. Conclusões	- 165 -
Capítulo VII	- 169 -
7. Bibliografia	- 169 -

Índice de Figuras

Figura 1: Triângulo da Geomecânica (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).....	- 36 -
Figura 2: Exemplo do levantamento de descontinuidades pela técnica de amostragem linear (Pedreira de Monte Chãos, Sines).....	- 37 -
Figura 3: Exemplo da ferramenta informática [SCANGEO DATA BGD] (Adaptado de Fonseca <i>et al.</i> , 2010; Galiza <i>et al.</i> , 2011a,b,c).....	- 38 -
Figura 4: Exemplo da ferramenta informática [SCHMIDT UCS] (Adaptado de Fonseca <i>et al.</i> , 2010; Galiza <i>et al.</i> , 2011a,b,c).....	- 38 -
Figura 5: Relação entre a caracterização do maciço rochoso e sistemas de classificação geomecânicos para escavação em rocha (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).....	- 39 -
Figura 6: Ilustração de um maciço rochoso fracturado, por um sistema de descontinuidades e modelo geotécnico simplificado, onde se observam as descontinuidades regularmente espaçadas (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).....	- 41 -
Figura 7: Diaclases provocadas por distensão (a) e diaclases provocadas por compressão (b). As setas indicam a direcção e o sentido da tensão principal (Adaptado de Plummer e McGeary, 1996).....	- 42 -
Figura 8: Tipos de falhas. (A) Falha normal causada por forças distensivas. (B) Falha inversa ou cavalgante, causada por forças compressivas. (C) Falha em desligamento. (D) Falha oblíqua. (e) Falha em charneira.(f) Falha vertical. [(a), (b), (c) e (d): Adaptado de Press & Siever (1997)] e [(E) e (F): Neves (2000)].....	- 44 -
Figura 9: Exemplo de uma falha normal (Press & Siever, 1997).....	- 45 -
Figura 10: Exemplo de planos de estratificação (Press & Siever, 1997).....	- 45 -
Figura 11: Fragmentos de xisto (à esquerda) apresentam foliação (linhas verticais) e restos da estratificação original. A ampliação mostra pequenos rejeitos do mesmo tipo das falhas ao longo dos planos de foliação (Adaptado de Press & Siever, 1997).....	- 46 -
Figura 12: Planos de xistosidade em relação às dobras. As setas indicam a direcção máxima de compressão (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	- 47 -
Figura 13: Exemplo de um filão (Pedreira de Monte Chãos, Sines).....	- 48 -
Figura 14: Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das descontinuidades.....	- 48 -
Figura 15: Terminologia para definir a orientação da descontinuidade: (a) vista isométrica tridimensional (mergulho, inclinação e direcção); (b) vista em planta (projecção estereográfica); (c) vista isométrica de linha (de mergulho e de tendência) (Adaptado de Rock Slope Engineering, 2005).....	- 49 -
Figura 16: Medição do espaçamento entre descontinuidades no maciço rochoso (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	- 51 -
Figura 17: Esquema do levantamento de descontinuidades pela técnica de amostragem linear (D – Distancia à origem da fita; L – Semi-comprimento exposto) (Adaptado de Brady & Brown, 2004).....	- 56 -
Figura 18: Equipamento de campo básico para um levantamento exaustivo de descontinuidades (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	- 56 -
Figura 19: Ficha de levantamento geológico-geomecânico utilizada no trabalho de campo (Chaminé, 2013).....	- 57 -
Figura 20: Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).....	- 59 -
Figura 21: Formas geométricas relacionadas com o padrão da fracturação: a) Blocos poliédricos, b) Blocos equidimensionais, c) Blocos prismáticos, d) Blocos tabulares, e) Blocos romboédricos, f) Blocos colunares (Palmstrom, 2001).....	- 61 -
Figura 22: Exemplo de aplicação de um martelo de Schmidt (In: http://www.gsg.pt/adm/upload/640_26.dsc_0251.jpg).....	- 63 -

Figura 23: Gama de materiais geológicos, desde os solos até às rochas duras, em estudos geotécnicos e de geologia de engenharia (Adaptado de Johnston & Novello, 1993, <i>In: Manual AP3E</i> , 2011).	- 63 -
Figura 24: Ficha de campo – Martelo de <i>Schmidt</i> (Chaminé, 2013).	- 64 -
Figura 25: Ábaco de <i>Miller</i> (Adaptado de Vallejo & Ferrer, 2011).	- 65 -
Figura 26: Ensaio de compressão uniaxial (FEUP, 2008).	- 66 -
Figura 27: Ensaio de compressão – Curva de compressibilidade típica (FEUP, 2008).	- 66 -
Figura 28: Resistência sob carga pontual - Ensaio Franklin (FEUP, 2008).	- 67 -
Figura 29: Fracturas válidas e não válidas nos ensaios de carga pontual (FEUP, 2008).	- 69 -
Figura 30: Ficha de laboratório referente ao ensaio <i>PLT</i> (Chaminé, 2013).	- 69 -
Figura 31: Equipamento de realização do ensaio <i>Los Angeles</i> (LGMCM, 2014).	- 70 -
Figura 32: Justificação e faseamento das obras de escavação (Bernardo, 2010).	- 75 -
Figura 33: Conjunto de operações consubstanciadas no processo de produção de agregados, que vão desde o maciço rochoso (Georrecurso) até à obtenção de um produto rochoso final (Agregado Britado) (Adaptado de Galiza <i>et al.</i> , 2011a,b,c).	- 76 -
Figura 34: Ciclo de produção de uma pedra (Adaptado de Tamrock- Sandvik, 1999).	- 77 -
Figura 35: Evolução da perfuração de maciços rochosos ao longo dos anos (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 79 -
Figura 36: Índice de perfurabilidade das principais litologias (Manual AP3E, 2011).	- 80 -
Figura 37: Mecanismo de fracturação da rocha (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).	- 81 -
Figura 38: Parâmetros geométricos do desmonte em bancada (Adaptado de Sandvik - Tamrock, 1999).	- 82 -
Figura 39: Custos de perfuração vs fragmentação (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 83 -
Figura 40: Benefícios de uma perfuração alinhada (Adaptado de Galiza <i>et al.</i> , 2011a,b,c).	- 84 -
Figura 41: Otimização dos custos de produção (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 1999).	- 85 -
Figura 42: Custos mais influentes na perfuração e desmonte de rocha com explosivos (Adaptado de Sandvik, 2006).	- 86 -
Figura 43: Diferentes etapas que constituem o ciclo da perfuração.	- 87 -
Figura 44: Pontos fixos e pontos variáveis que vão entrar no dimensionamento do ciclo da perfuração.	- 88 -
Figura 45: Parâmetros de análise rigorosa de forma a otimizar o ciclo de perfuração (Adaptado de Sandvik, 2006).	- 88 -
Figura 46: Colocação do ângulo de posicionamento correcto da coluna de furação (Sandvik, 2006).	- 89 -
Figura 47: Exemplos de emboquilhamento: (a) Bom emboquilhamento. (b) Mau emboquilhamento.	- 90 -
Figura 48: Perfuração de blocos, com o equipamento de perfuração <i>Sandvik Dx 700</i> .	- 90 -
Figura 49: Técnicas de perfuração (Atlas Copco, 2013).	- 91 -
Figura 50: Selecção do método de perfuração em função da dureza da rocha e diâmetro do furo (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 2009).	- 92 -
Figura 51: Perfuração rotopercutiva (Adaptado de Karanam & Misra, 1998, <i>In: Silva</i> , 2009).	- 92 -
Figura 52: Princípio de perfuração do martelo de superfície (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 2009).	- 93 -
Figura 53: Influência do diâmetro de perfuração (desde TH a DTH), no n.º de furos, na fragmentação da rocha, na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento (Silva, 2009).	- 94 -
Figura 54: Aços de perfuração para desmonte em bancada com uma proposta de percentagem de custos dos acessórios (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 96 -
Figura 55: Relação entre o diâmetro do furo e a altura da bancada (Galiza <i>et al.</i> , 2008).	- 97 -
Figura 56: Exemplo de um encabadoiro com o novo lançamento tecnológico para aços de perfuração: T-Wiz (Atlas Copco, 2013).	- 98 -

Figura 57: Uniões para acoplamento das varas (Adaptado de Atlas Copco, 2013).....	- 98 -
Figura 58: Tipos de varas (Adaptado de Galiza <i>et al.</i> , 2008).....	- 99 -
Figura 59: Varas MF (Sandvik, 2006).....	- 100 -
Figura 60: Incorrecto e correcto dimensionamento das varas (Sandvik, 2006).	- 101 -
Figura 61: Quadro síntese das características dos <i>bits</i> de perfuração (Fonseca, 2008).	- 102 -
Figura 62: Equipamentos de perfuração utilizados na pedreira de Monte Chãos, Sines.	- 103 -
Figura 63: Especificações dos equipamentos utilizados [Adaptado Sandvik (s.d.), Atlas Copco (s.d.)].	- 104 -
Figura 64: a) Coluna perdida na furação de uma pega de fogo; b) Carregamento de explosivo de repés causados por má limpeza da frente da bancada.....	- 105 -
Figura 65: Pega de fogo empolada após um desmonte.	- 105 -
Figura 66: Máquina de afiação de <i>bits</i> (Atlas Copco, 2013).....	- 106 -
Figura 67: Avaliação do desgaste dos botões do <i>bit</i> de perfuração (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 107 -
Figura 68: Eficiência do <i>bit</i> em função da sua resistência à penetração na rocha (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 107 -
Figura 69: Risco de perda total dos botões do <i>bit</i> , quando não é controlado o desgaste dos botões (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 108 -
Figura 70: Aumento da velocidade de penetração com a afiação de <i>bits</i> (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 109 -
Figura 71: Grelha de medição da altura do botão do <i>bit</i>	- 110 -
Figura 72: Pega detonada com sucesso devido a uma perfuração bem realizada e uma malha adequada (Atlas Copco, 2013).	- 111 -
Figura 73: a) Rebentamento em linha. b) Rebentamento em pé de galinha (Adaptado de Atlas Copco, 2013).	- 111 -
Figura 74: Granulometria final após um desmonte com a finalidade de enrocamento.....	- 113 -
Figura 75: 2.ª Fase de ampliação do terminal XXI de Sines, prolongamento de 216 m (PROMAN, 2013).	- 113 -
Figura 76: Principais erros que ocorrem durante o desenvolvimento das operações de perfuração (Adaptado de Sandvik, 2006).	- 114 -
Figura 77: Desvios de furação visíveis na frente de bancada, Pedreira de Ourique (Mota-Engil).	- 117 -
Figura 78: percentagem de desvios do furo em função do tipo de <i>bit</i> utilizado (Adaptado de Sandvik, 2006).	- 118 -
Figura 79: Localização geográfica da pedreira e da obra portuária (Adaptado de Google Earth)..	- 121 -
Figura 80: Disposição da área de Jurisdição da Administração do Porto de Sines (APS, 2003).....	- 123 -
Figura 82: Deposição de enrocamento com auxílio de grua.....	- 124 -
Figura 83: Localização geográfica da área de estudo, Pedreira de Monte Chãos, Sines (Adaptado de IGEOE, 2009).....	- 124 -
Figura 84: Esboço geológico do maciço de Sines (Adaptado do Relatório Geológico-Geotécnico, Tecnasol, 2014).	- 126 -
Figura 85: Divisão sísmica do Regulamento de Segurança e Acções (Adaptado de http://www-ext.lnec.pt/LNEC/museuvirtual/imagens/conteudo/sismos3.jpg).	- 127 -
Figura 86: Área de exploração da pedreira (APS, 2014).	- 129 -
Figura 86: Definição do bloco unitário do maciço remanescente.	- 133 -
Figura 88: Análise conjunta dos parâmetros utilizados.	- 142 -
Figura 89: Ciclo de perfuração.	- 144 -
Figura 90: Ciclos de perfuração de cada carro de perfuração estudado.	- 145 -
Figura 91: Tempos médios de ciclo de perfuração de cada carro de perfuração em estudo.	- 146 -

Figura 92: Rendimentos dos <i>bits</i> balísticos vs <i>bits</i> esféricos.	- 147 -
Figura 93: Vida útil dos <i>bits</i> nos últimos 7 meses.	- 148 -
Figura 94: Variação da vida útil dos aços de furação nos últimos 7 meses.	- 149 -
Figura 95: Máquina de afiação dos <i>bits</i> semiautomática, BQ3.	- 150 -
Figura 96: Fresas de 13 mm, da Secoroc.....	- 151 -
Figura 97: Ciclo de afiações dos <i>bits</i> utilizados.	- 151 -
Figura 98: Tempo de ciclo da Perfuração.	- 156 -
Figura 99: Comparação dos tempos de ciclo da perfuração com e sem optimização.....	- 156 -
Figura 100: Rendimento do martelo em função das horas do equipamento de perfuração.....	- 157 -
Figura 101: Carga específica vs Perfuração específica.....	- 158 -
Figura 102: Evolução do consumo de combustível mensal em função dos metros lineares realizados.	- 158 -
Figura 103: Peso percentual dos custos directos vs custos indirectos.	- 159 -
Figura 104: Evolução económica dos acessórios de perfuração.	- 160 -
Figura 105: Variáveis que irão interferir no tempo de amortização do custo do equipamento.....	- 161 -

Índice de Quadros

Quadro 1: Objectivos principais do caso de estudo descrito no manuscrito.	32 -
Quadro 2: Propriedades da matriz rochosa e métodos para a sua determinação (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).	40 -
Quadro 3: Tipos de descontinuidades (Adaptado de Vallejo <i>et al.</i> , 2002).	42 -
Quadro 4: Descrição dos principais tipos de diaclases em rocha magmática (Borges, 2002).....	43 -
Quadro 5: Grau de alteração (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	50 -
Quadro 6: Grau de fracturação (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	50 -
Quadro 7: Descrição da continuidade das descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981)....	51 -
Quadro 8: Classificação e perfis de rugosidade das descontinuidades (Adaptado da ISRM 1978, 1981).	52 -
Quadro 9: Abertura de descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	53 -
Quadro 10: Tipos de terminação da descontinuidade (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	53 -
Quadro 11: Tipos de curvatura da superfície das descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	54 -
Quadro 12: Descrição da presença de água nas descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).	54 -
Quadro 13: Caracterização da resistência à compressão uniaxial (Adaptado da ISRM, 1978).....	54 -
Quadro 14: Classificação do maciço rochoso pelo número de famílias de descontinuidades (Adaptado de ISRM, 1981).	58 -
Quadro 15: Classificação do tamanho do bloco a partir do valor do índice volumétrico (ISRM, 1981).	60 -
Quadro 16: Classificação de maciços rochosos em função do tamanho e forma dos blocos (ISRM, 1981).	60 -
Quadro 17: Caracterização da resistência à compressão uniaxial (Adaptado de ISRM, 1978).....	65 -
Quadro 18: Categoria para os valores máximos de <i>Los Angeles</i> [NP EN 12620 (2004)].	71 -
Quadro 19: Problemas mais frequentes em escavações, origens e soluções (Adaptado de Bernardo, 2010).	78 -
Quadro 20: Quadro comparativo das optimizações realizadas na Pedreira de Monte Chãos, Sines.	110 -
Quadro 21: Erro de perfuração (Adaptado de Ramos, 2008).	115 -
Quadro 22: Síntese dos dados geológico-estruturais.	130 -
Quadro 23: Representação gráfica do estado de alteração do maciço remanescente, na zona de estudo.....	130 -
Quadro 24: Representação gráfica dos tipos de descontinuidades do maciço remanescente, na zona de estudo.	131 -
Quadro 25: Representação gráfica do estado de fracturação do maciço remanescente, na zona de estudo.....	132 -
Quadro 26: Representação gráfica do tipo de abertura do maciço remanescente, na zona de estudo.....	134 -
Quadro 27: Representação gráfica do tipo de preenchimento do maciço remanescente, na zona de estudo.	135 -
Quadro 28: Representação gráfica do tipo de rugosidade do maciço remanescente, na zona de estudo.....	136 -

Quadro 29: Representação gráfica do tipo de continuidade do maciço remanescente, na zona de estudo.....	- 137 -
Quadro 30: Representação gráfica da terminação das descontinuidades no maciço na zona de estudo.....	- 138 -
Quadro 31: Representação gráfica da curvatura das descontinuidades no maciço na zona de estudo.....	- 139 -
Quadro 32: Representação gráfica da presença de água nas descontinuidades no maciço na zona de estudo.....	- 140 -
Quadro 33: Quadro síntese dos parâmetros geológico-geotécnicos	- 140 -
Quadro 34: Ensaios de laboratório para a caracterização física e mecânica do diorito, da pedreira de Monte Chãos (Tecnasol, 2014).	- 141 -
Quadro 35: Caracterização das ZG's definidas no talude analisado.....	- 143 -
Quadro 36: Afiação semiautomática vs afiação manual.	- 151 -
Quadro 37: Variação do rendimento de perfuração no período de análise.	- 155 -

Índice de Equações

Equação 1: Índice Volumétrico (González de Vallejo <i>et al.</i> , 2002)	60 -
Equação 2: RQD % (Deere, 1967).....	61 -
Equação 3: RQD % (Palmstrom, 1975, 1982)	62 -
Equação 4: RQD % (Palmstrom, 1975, 1982).....	62 -
Equação 5: RQD % (Priest, 1993)	62 -
Equação 6: Índice de carga pontual (ISRM, 1972)	67 -
Equação 7: Índice de anisotropia (ISRM, 1972)	68 -
Equação 8: Coeficiente de Los Angeles [NP EN 12620 (2004)]	70 -

Lista de siglas

APS: Associação Portuária de Sines

BQ3: Máquina de afiação de *bits* semiautomática

DTH: Down The Hole (Martelo de fundo de furo)

E: Espaçamento

ISRM: International Society for Rock Mechanics

JV: Índice Volumétrico

kN: Quilo-Newton

LA: Los Angeles

PLT: Point Load Test

RQD: Rock Quality Design

RSA: Regulamento de Segurança e Acções para estruturas de edifícios e pontes

T 45: Vara de perfuração com diâmetro da rosca de 45 mm

Tf: Tonelada força

TH: Top Hammer (Martelo de superfície)

TOT: Todos os Tamanhos

U: Subfuração

V: Distância à Frente/ Afastamento

Varas MF: Varas com roscas macho-fêmea

VHNR: Vickers Hardness Number

Capítulo I



Pedreira de Monte Chãos, Sines

1. Introdução Geral

- 1.1. Âmbito
- 1.2. Enquadramento
- 1.3. Objectivos

1. Introdução Geral

1.1. Âmbito

A presente tese enquadra-se na unidade curricular “Estágio”, do 2º ano, do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente do Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG) do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP) do Instituto Politécnico do Porto (IPP). A elaboração e defesa pública da presente tese, enquadra-se com a realização do estágio profissional no Grupo Mota-Engil, sendo a realização deste documento imperativo para a conclusão do 2º ciclo e a consequente obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica.

Na avaliação que se retracta no manuscrito, pretende-se otimizar o ciclo de perfuração, não comprometendo a qualidade da perfuração obtida para o desmorte de rocha. O estudo realizou-se com o auxílio de métodos empíricos (pré-desmorte) e métodos ópticos (pós-desmorte).

O caso de estudo baseia-se na pedreira de Monte Chãos, pertencente à APS (Associação Portuária de Sines), situada em Sines, com o âmbito de se realizar uma expansão, de 216 m, do terminal XXI de contentores – 2ª fase. O projecto foi adjudicado com um valor aproximado de 35.000.000 €.

1.2. Enquadramento

O desmorte não é mais do que a operação de destaque, do maciço rochoso, de uma parte mais ou menos representativa da rocha que o constitui (Galiza *et al.*, 2008).

O desmorte de rocha com recurso a explosivos envolve uma série de operações, sendo a perfuração a primeira do ciclo, assumindo por isso um papel de extrema importância.

A qualidade da sua execução irá determinar o sucesso do desmorte que no seu âmbito envolve três grupos de parâmetros (e.g., Persson *et al.*, 1993; Jimeno, 1995; Dinis da Gama, 1995; Holmberg, 2003; Brady & Brown, 2004; Hoek, 2007): i) geológico-estruturais, geotécnicos e geomecânicos do maciço rochoso; ii) ferramentas de execução; iii) geometria do diagrama de fogo.





As operações de desmorte opõem-se às características do maciço rochoso e da rocha que o constitui, sendo assim necessário dispor de uma maior ou menor energia específica para realizar o objectivo proposto. É de extrema importância conhecer as características da rocha,

tais como a dureza, a abrasividade e a fragilidade, bem como a estrutura do maciço rochoso, diaclasamento, xistosidade e a sua atitude, aquando da selecção do processo de desmonte a utilizar (Galiza *et al.*, 2008).

A perfuração é uma das actividades do processo de extracção e transformação, tendo a particularidade de ser a actividade que se encontra no “topo da pirâmide”, relativamente à cronologia de execução de todos os processos que culminam no produto final.

A perfuração é a operação preponderante para o sucesso da fragmentação da rocha, pois erros cometidos nesta etapa, podem influenciar directamente as operações a jusante, o que irá afectar directamente no que diz respeito aos rendimentos e custos, devendo ser dada particular importância, rigor e formação dos operadores, com uma monitorização contínua ao longo do tempo.

Considera-se eficiência do equipamento, a relação entre as horas trabalhadas pelo martelo de perfuração e as horas do equipamento motor. Quanto maior for esta relação em percentagem maior será a eficiência da máquina. Neste contexto, a perfuração assume um papel de extrema importância, tornando-se a optimização desta actividade fundamental, pois tem consequência directa no respectivo resultado técnico-económico e na interligação com as actividades subsequentes, nomeadamente:

-  Carregamento – detonação;
-  Fragmentação secundária;
-  Carga e transporte;
-  Britagem.

Logo, o resultado destas está intimamente ligado ao sucesso de uma boa perfuração do maciço (Galiza *et al.*, 2008, 2011 a, b; Góis *et al.*, 2011).

O rendimento de perfuração pode ser analisado de duas formas: rendimento instantâneo e rendimento industrial. O rendimento instantâneo é a penetração em metros por minuto ao longo do maciço rochoso em profundidade. O rendimento industrial é o número médio de metros de furo obtido num ciclo de trabalho completo considerando as deslocações de bancada para bancada, perfuração de irregularidades, limpeza manual à volta do furo, abastecimento de combustível e manutenções do equipamento, mudança de acessórios de perfuração (Correia, 2011).

1.3. Objectivo

O presente manuscrito tem como finalidade relatar a experiência obtida com o processo de optimização de perfuração em bancada conseguido (com martelo de superfície) em resultado da utilização de técnicas e instrumentos auxiliares à produção.

A elevada quantidade de variáveis envolvidas na perfuração afim do desmonte de rocha com explosivos e a dificuldade de uma análise global, levou à selecção de apenas algumas das variáveis com as quais fosse possível retirar conclusões, e desta forma extrapolar para outras situações futuras, resultando em mais-valias técnico-económicas.

O objectivo final é optimizar o tempo de ciclo de perfuração, neste caso da pedreira de Monte Chãos, visando assim um conjunto de factores que influenciam directamente na etapa da perfuração de maciços rochosos. Através disto, foram realizadas análises e avaliações minuciosas aos seguintes pontos relevantes:

- ✚ Variáveis independentes: Maciço Rochoso; Análise, caracterização e avaliação geológica-geotécnica-geomecânica exaustiva, recorrendo à técnica de amostragem linear, de forma a averiguar a compartimentação do maciço rochoso;
- ✚ Variáveis dependentes: Equipamentos, operadores e acessórios de perfuração inerentes ao processo de perfuração em rocha; Verificação de rendimentos industriais, vida útil dos aços de perfuração, avaliação dos consumos energéticos, influência dos operadores e custos finais obtidos por metro linear perfurado e metro cúbico desmontado.

Em resumo, enquadraram-se os objectivos deste trabalho nos seguintes temas (Quadro 1):

Quadro 1: Objectivos principais do caso de estudo descrito no manuscrito.

Metodologia	Descrição
	Reconhecimento geológico, geomorfológico e cartográfico do maciço rochoso da pedreira de Monte Chãos;
Análise geológico-geotécnica	Caracterização dos parâmetros geológico-geotécnicos nas áreas em estudo, aplicando a técnica de amostragem linear às descontinuidades presentes no maciço para a avaliação do grau de compartimentação e caracterização dos parâmetros geotécnicos - geomecânicos através da aplicação da Basic Geotechnical Description of rock Masses (BGD), proposta pela International Society for Rock Mechanics (ISRM, 1979, 1981);
Análise geomecânica	Realização de ensaios geomecânicos “in situ”, com a utilização do Esclerómetro portátil ou “martelo de Schmidt”; Verificação dos ensaios de laboratório, principalmente o ensaio de Carga Pontual ou “Point Load Test” que servirá para avaliar a resistência à compressão do material rochoso e o ensaio de “Los Angeles” que avalia a resistência ao desgaste dos agregados;
Análise do tempo total ciclo de perfuração	Análise dos tempos de ciclo da operação de perfuração para cada equipamento (DX 700, Ranger 700 e D7);
Análise dos aços de perfuração	Verificação dos tipos de aços de perfuração utilizados, comparando rendimentos, vidas úteis e custos associados; Optimização das ferramentas de corte através da afiação dos bits;
Análise de custos totais	Verificação de custos fixos e variáveis de forma a conseguir efectuar-se uma optimização técnico-económica;

Capítulo II



Equipamento de perfuração Roc D7 – Atlas Copco, Pedreira de Monte Chãos, Sines

2. Compartimentação do Maciço Rochoso

- 2.1. Introdução
- 2.2. Matriz Rochosa
- 2.3. Descontinuidades
- 2.4. Técnica de Amostragem Linear
- 2.5. Parâmetros do maciço rochoso
- 2.6. Classificação geomecânica do maciço rochoso

2. Compartimentação do Maciço Rochoso

2.1. Introdução

A partir de meados do século XX o comportamento mecânico das rochas começou a ser encarado com especial interesse de estudo. Os trabalhos científicos nesta área centraram-se no estudo das rochas superficiais brandas, não consolidadas, os solos. Assim, a chamada Mecânica dos Solos adquiriu, em primeiro lugar, um estatuto de individualização (Terzaghi & Peck, 1987) (Figura 1).

A Mecânica das Rochas desenvolveu-se sobretudo nos últimos 50 anos, sendo que a designação deste novo ramo da mecânica apareceu por volta de 1955 (Cortez, 2004).

Nas Engenharias ligadas às ciências da terra (ou geociências), como Engenharia Geotécnica, Engenharia Geológica, Engenharia de Minas, Engenharia de Recursos geológicos, Engenharia de Recursos Hídricos, entre outras, os profissionais destas áreas estão em permanente contacto com os materiais geológicos (solos e rochas). Estes são considerados materiais naturais, devido principalmente à sua natureza intrínseca e pela diversidade de processos que os originam, apresentam uma grande variedade de características e propriedades.

A necessidade de explorar os recursos minerais em ambientes desfavoráveis forneceu um impulso significativo à investigação da Geomecânica.

A geomecânica ocupa-se do estudo dos materiais geológicos naturais e do seu comportamento, bem como dos meios em que eles ocorrem. Assim, deve-se ter sempre em atenção que está dependente essencialmente do equilíbrio que se consegue estabelecer entre o realismo das suas bases de carácter físico-naturalista e do rigor dos conhecimentos físico-matemáticos de que se serve (Rocha, 1981; Brown, 1991).

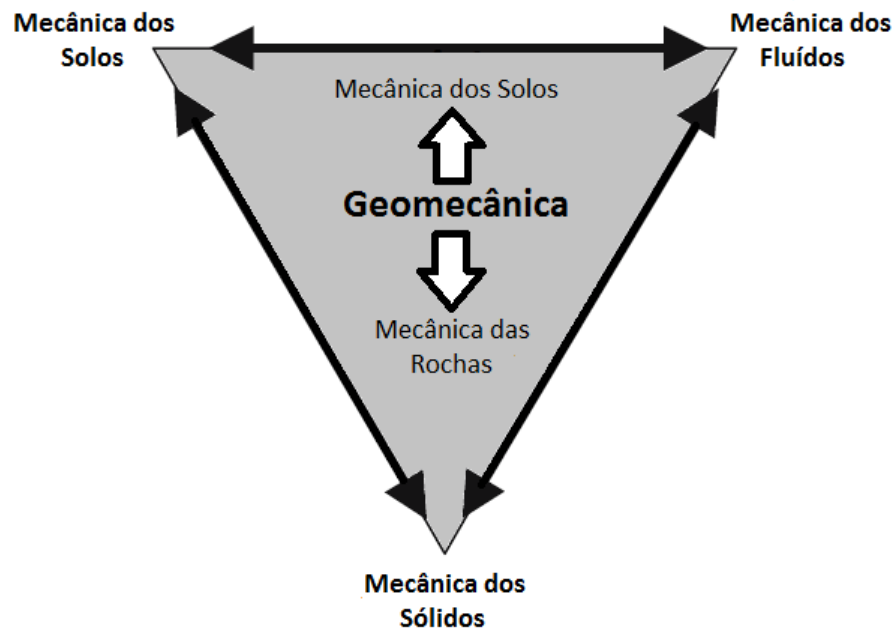


Figura 1: Triângulo da Geomecânica (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).

Os maciços rochosos podem ser definidos como massas rochosas constituídas por um ou mais tipos litológicos, localizados num determinado contexto espacial e estando afectadas por descontinuidades, com características geológico-geotécnicas, geomecânicas e geohidráulicas, que conferem ao conjunto uma anisotropia global (Hoek, 2007). Assim sendo, os maciços rochosos, para além de se caracterizarem como heterogêneos, apresentam uma marcada anisotropia. Esta é devida, por um lado, à anisotropia do material rochoso e, por outro lado, às famílias de descontinuidades que compartimentam os maciços rochosos. A compartimentação do maciço é na generalidade a mais relevante, não só no que diz respeito à deformabilidade mas também à resistência dos maciços rochosos (Rocha, 1981; Brown, 1991).

A base de qualquer análise prática da mecânica das rochas é a compilação dos dados geológicos na qual deve constar a definição dos tipos de rocha, do tipo de descontinuidades e das propriedades físicas e mecânicas do material rochoso. Assim, a tomada de decisão perante um paradigma que surge numa dada obra, deve passar por um acompanhamento técnico sistemático *"in situ"* auxiliada através da avaliação geológico-geotécnica e geomecânica do maciço rochoso, planificação de fases de investigação e processamento/interpretação dos parâmetros obtidos no campo. A sistemática para a descrição de maciços rochosos pode ser sintetizada às seguintes etapas (ISRM, 1987, 1981):

- ✚ Descrição das características topográficas e geológicas gerais do afloramento;
- ✚ Realização de um zonamento geotécnico e a sua descrição detalhadamente;
- ✚ Caracterização e descrição geológica, geotécnica e geomecânica do maciço rochoso.

Esta sistemática compreende um certo grau de subjectividade que se deve evitar, na medida do possível, realizando observações metódicas e utilizando uma terminologia padronizada (ISRM, 1987, 1981, 2007), tendo em conta os seguintes aspectos:

- ✚ **Sistematização:** Todos os factores devem ser examinados sistematicamente e numa sequência;
- ✚ **Perceptibilidade:** Não se deve omitir nenhuma informação básica sobre o afloramento;
- ✚ **Precisão:** As descrições devem caracterizar de uma forma precisa o maciço e permitir a dedução da informação mais relevante;
- ✚ **Representatividade:** Número de dados deve ser, se possível, estatisticamente representativo.

O estudo geral da massa rochosa deverá incluir a descrição das condições gerais de afloramento e a caracterização dos vários aspectos geológico-geotécnicos (isto é: litologia, grau de alteração e fracturação e condições hidrogeológicas). Assim sendo, o estudo das características geológico-geotécnicas dos maciços rochosos deverá recorrer à técnica da amostragem linear (e.g., Dinis da Gama, 1995; Chaminé & Gaspar, 1995; Brady & Brown, 2004; Chaminé *et al.*, 2014) (Figura 2) aplicada à *Basic Geotechnical Description of Rock Masses* (BGD). Para a caracterização da geomecânica do maciço, recorreu-se aos ensaios de compressão uniaxial e ao ensaio de campo do esclerómetro portátil ou martelo de *Schmidt*.



Figura 2: Exemplo do levantamento de discontinuidades pela técnica de amostragem linear (Pedreira de Monte Chãos, Sines).

A utilização da base de dados dos parâmetros geológico-geotécnicos (Figura 3) e geomecânicos (Figura 4) conduz à realização do cruzamento de toda a informação permitindo, assim a interpretação de todos os dados geológicos, geotécnicos e geomecânicos adquiridos.

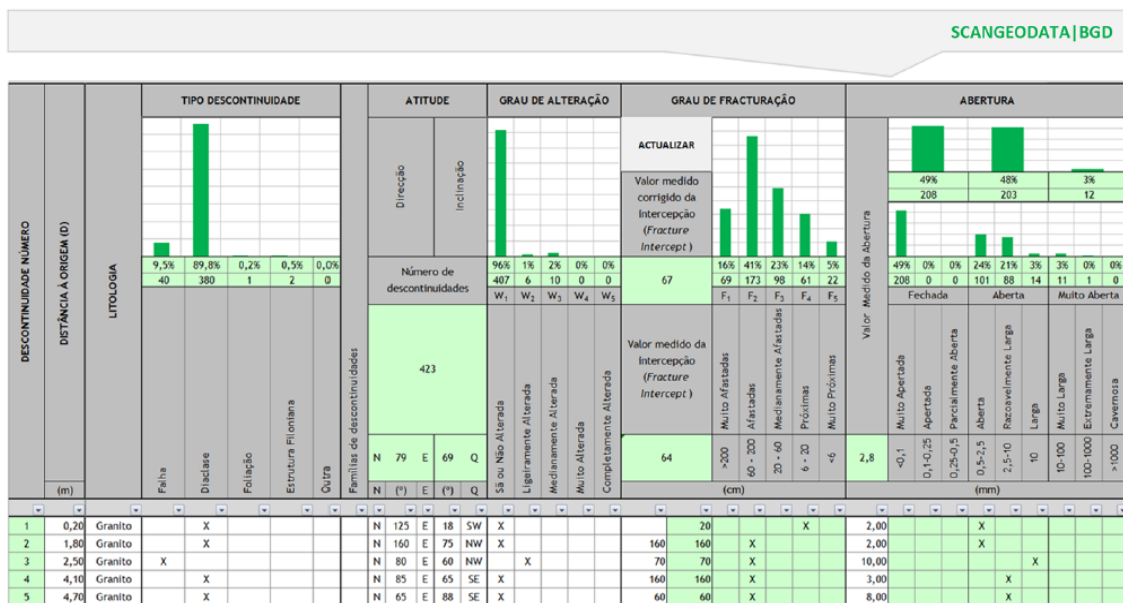


Figura 3: Exemplo da ferramenta informática [SCANGEODATA|BGD] (Adaptado de Fonseca *et al.*, 2010; Galiza *et al.*, 2011a,b,c).

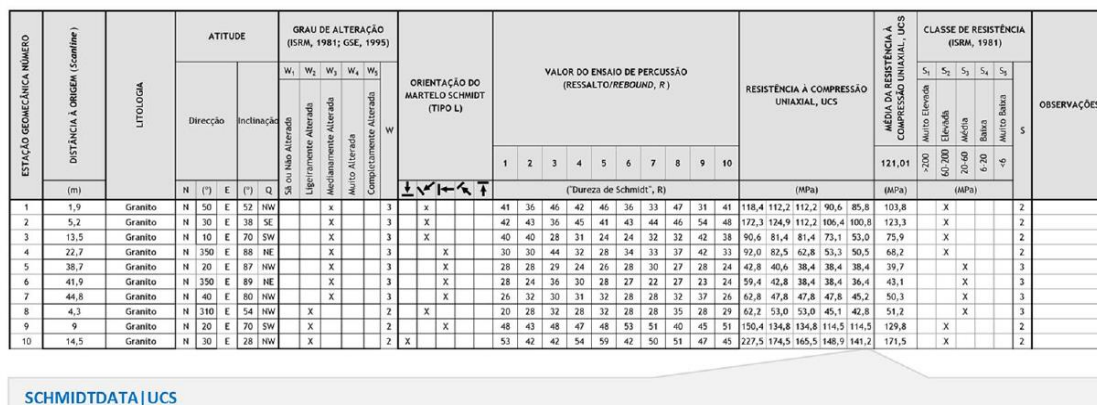


Figura 4: Exemplo da ferramenta informática [SCHMIDT|UCS] (Adaptado de Fonseca *et al.*, 2010; Galiza *et al.*, 2011a,b,c).

A capacidade de perfuração do maciço rochoso é, na sua forma mais simples, definida como um factor harmonioso ao corte ou taxas de penetração, ou energia de corte/perfuração específica. No entanto, a energia específica está intimamente ligada ao aparelho ou equipamento de perfuração com o qual foi determinada (Sandvik-Tamrock, 1999).

A Figura 5 apresenta como as características do maciço rochoso/geomecânica estão perfeitamente ligadas às operações da geotecnia mineira.

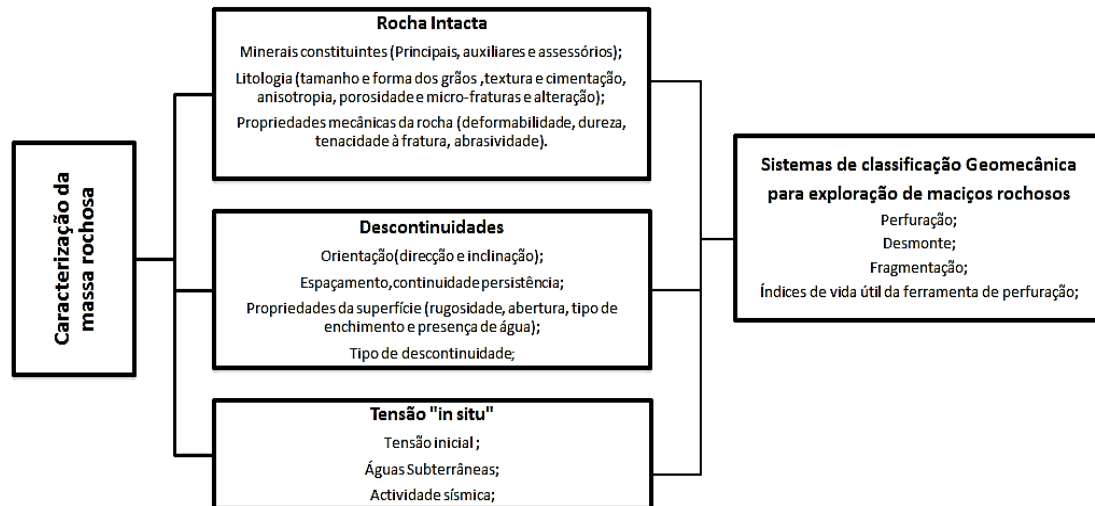


Figura 5: Relação entre a caracterização do maciço rochoso e sistemas de classificação geomecânicos para escavação em rocha (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).

Deste modo, a geologia é um domínio científico fundamental para a compreensão dos fenómenos envolvidos na fragmentação de rochas com recurso à utilização de explosivos. O conhecimento dos parâmetros geológicos, geotécnicos e geomecânicos que caracterizam os maciços rochosos, e que modelizam o seu comportamento é a base para a compreensão dos mecanismos de rotura das rochas, de propagação e de dissipação da energia associada à detonação. A análise das propriedades do maciço rochoso é de importância fulcral para o sucesso das operações de desmonte de rocha com explosivos. As variações na composição mineralógica, ao nível textural, e na estrutura geológica de qualquer maciço, com maior ou menor incidência, afectam não só as operações de perfuração, condicionando o método de perfuração e o tipo de equipamento a utilizar, mas também o diagrama de fogo e o tipo de explosivo (Manual AP3E, 2011).

2.2. Matriz Rochosa

Segundo Vallejo *et al.* (2002), as classificações geomecânicas estão baseadas em variados factores que determinam o comportamento mecânico do maciço rochoso, através das:

- ✚ Propriedades da matriz rochosa;
- ✚ Frequência e tipo de descontinuidades, que determinam o grau de fracturação, tamanho e forma do bloco unitário;
- ✚ Grau de alteração;
- ✚ Estado das tensões “*in situ*”;
- ✚ Condições hidrogeológicas.

Algumas propriedades das rochas têm uma importância particular no planeamento, execução e custo dos projectos de engenharia geotécnica/civil nos quais estão envolvidas modificações do estado “*in situ*” (tensão e deformação) de maciços rochosos. O conhecimento destas propriedades índice, que podem ser avaliadas a partir de testes em laboratório ou no campo, possibilita a classificação das rochas e dos maciços rochosos de acordo com vários critérios técnicos. A classificação dos maciços rochosos depende naturalmente do estado da matriz rochosa (rocha intacta) e das superfícies de descontinuidades que intersectam o maciço. O Quadro 2 descreve a lista de parâmetros e os seus métodos de determinação.

Quadro 2: Propriedades da matriz rochosa e métodos para a sua determinação (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

Propriedades		Métodos de determinação
Propriedades de identificação e classificação	Composição mineralógica	Descrição visual
	Estrutura e textura	Microscopia óptica e electrónica
	Tamanho do grão	Difracção dos raios X
	Cor	
	Porosidade	Técnicas de laboratório
	Peso específico	
	Humidade	
	Permeabilidade	Ensaio de permeabilidade
	Durabilidade	Ensaio de durabilidade
	Alterabilidade	Ensaio de alterabilidade
Propriedades mecânicas	Resistência à compressão simples	Ensaio de carga pontual
		Ensaio de compressão uniaxial
		Martelo de Schmidt
	Resistência à tracção	Ensaio de tracção directa
		Ensaio de tracção indirecta
	Velocidade das ondas sísmicas	Medida da velocidade das ondas elásticas em laboratório
	Resistência (parâmetros c , γ , ϕ)	
	Deformabilidade	Ensaio de compressão uniaxial
		Ensaio de velocidade sónica

2.3. Descontinuidades

2.3.1. Noção e génese

O projecto de qualquer estrutura a implantar no terreno, seja localizada à superfície ou no espaço subterrâneo, deve incluir um minucioso estudo das estruturas geológicas do local da construção. A descrição da qualidade de um maciço, especialmente de um maciço rochoso, inclui por sistema a análise das características das descontinuidades ocorrentes nesses locais.

São as descontinuidades, que condicionam as propriedades geotécnicas de grande número de terrenos (maciços terrosos rijos e maciços rochosos) conferindo-lhes um comportamento em termos de deformabilidade, resistência ao corte e permeabilidade substancialmente diferente do material que constitui esses maciços.

Uma massa rochosa é geralmente caracterizada como um material elástico linear, na ausência de algumas informações sobre descontinuidades do maciço rochoso. A maioria das formações rochosas está fracturada, até certo ponto, onde planos de fractura representam elementos estruturais não-contínuos (Sandvik-Tamrock, 1999).

A Figura 6 demonstra esquematicamente um exemplo de forma de compartimentação de um dado maciço rochoso.

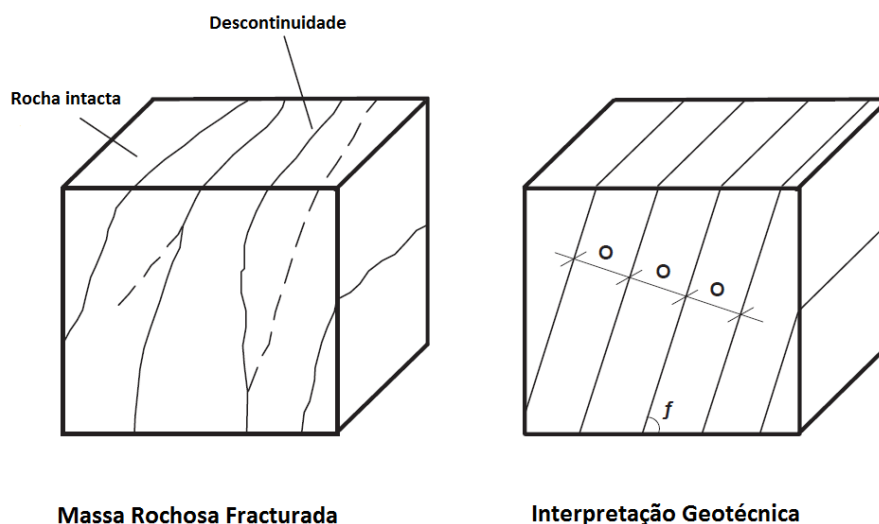


Figura 6: Ilustração de um maciço rochoso fracturado, por um sistema de descontinuidades e modelo geotécnico simplificado, onde se observam as descontinuidades regularmente espaçadas (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).

2.3.2. Tipos de descontinuidades

Os maciços rochosos apresentam, normalmente, estruturas descontínuas e heterogêneas, resultando estas da própria anisotropia do material rochoso e das descontinuidades (em particular das estruturas frágeis) que compartimentam o maciço (Rocha, 1981). A frequência do seu aparecimento está relacionada com a litologia e as tensões tectônicas actuates e que estiveram submetidas durante a sua génese.

As descontinuidades abrangem qualquer entidade geológica que interrompa a continuidade física de uma dada formação. As caracterizações geológicas classificam geralmente as descontinuidades de acordo com o modo da sua formação. Isto é usual na geologia de

engenharia porque descontinuidades podem ter propriedades similares, no que respeita às dimensões e propriedades de resistência ao deslizamento, que podem ser utilizadas nas análises preliminares das condições de estabilidade do local. Apresentam-se de seguida os tipos mais frequentes de descontinuidades que se podem observar na natureza.

Quadro 3: Tipos de descontinuidades (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

Descontinuidades	Sistemáticas	Singulares
Planares	Planos de estratificação	Falhas
	Planos de laminação	Filões
	Diaclases e fissuras	Discordâncias
	Planos de xistosidade	
Lineares	Intersecção de descontinuidades planares	Eixos de dobras
	Lineações	Fibrosidade mineral

2.3.2.1. Diaclases

De acordo com Vallejo *et al.* (2002), as diaclases correspondem a superfícies de fracturação ou rotura da rocha em que não houve deslizamento ou este tenha sido muito pequeno. Afectam qualquer tipo rochas e são os planos de descontinuidades mais frequentes no maciço rochoso. Estas, podem ser distintas, quanto à sua origem:

- ✚ **Diaclases de origem tectónica:** associadas a dobras e a falhas. As diaclases associadas a falhas dispõem-se, na sua maioria, paralelamente à superfície de falha e com uma frequência que diminui com o aumento da distancia à origem da mesma;
- ✚ **Diaclases em rochas ígneas:** são originadas por compressão durante ou depois do dobramento do corpo ígneo.

Na Figura 7, apresentam-se os tipos de tensões que originam diaclases mais frequentemente observados num maciço rochoso ígneo. No Quadro 4, apresentam-se as características dessas mesmas fracturas, segundo a mesma orientação.

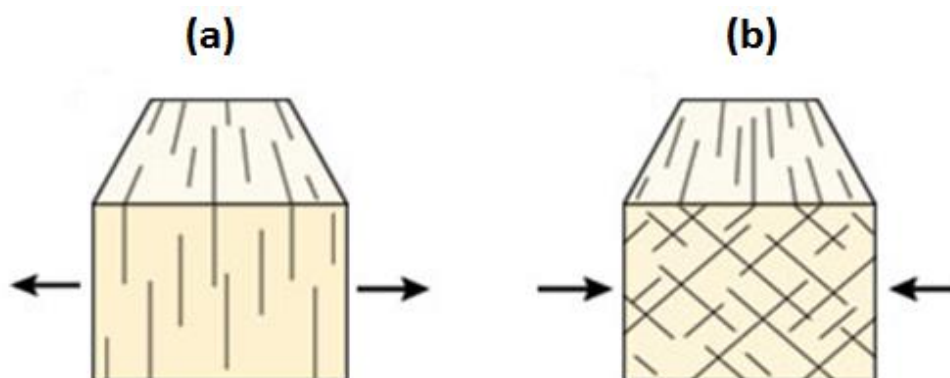


Figura 7: Diaclases provocadas por distensão (a) e diaclases provocadas por compressão (b). As setas indicam a direcção e o sentido da tensão principal (Adaptado de Plummer e McGeary, 1996).

Quadro 4: Descrição dos principais tipos de diaclases em rochas magmáticas (Borges, 2002).

Designação	Orientação	Preenchimento	Mecanismo
Diaclases cruzadas	Perpendiculares às linhas de fluxo.	Preenchidas. Com estrias de deslizamento.	Tracção associada ao atrito entre a crusta e o magma fluido e, ainda, à possível expansão da intrusão.
Diaclases diagonais	A 45°, ou mais, das linhas de fluxo.	Preenchidas. Com estrias de deslizamento.	Por corte associado às tracções criadas pelo fluxo: tracção ao longo das linhas de fluxo; compressão, perpendicularmente.
Diaclases sub-horizontais	Sub-horizontais (nas zonas apicais de domos achatados ou em soleiras).	Preenchidas.	Talvez, por tracção resultante da retracção da massa interna da intrusão, ao arrefecer.
Diaclases longitudinais	Paralelas às linhas de fluxo (seguem a sua direcção, mas não o seu mergulho).	Raramente preenchidas. Quando preenchidas contem minerais estranhos à intrusão.	Por tracção, devido a esforços gerados pelo arrefecimento, associados aos causados pela extensão lateral devido ao levantamento tectónico

2.3.2.2. Falhas

Quando existe um deslocamento ao longo do plano de fractura, ou seja, quando a rocha de um dos lados se tiver movido ao longo da fractura em relação à rocha do outro lado do plano de descontinuidade, designa-se a fractura de falha. As superfícies dos blocos que delimitam a falha designam-se por paredes de falha e o espaço compreendido entre estas designa-se por caixa de falha. Uma parede de falha lisa devido ao atrito entre blocos designa-se por espelho de falha, enquanto que a brecha de esmagamento entre paredes de uma falha é designada por caixa de falha. As falhas raramente são unidades planas singulares já que ocorrem normalmente como conjuntos de descontinuidades paralelas ou sub-paralelas, constituindo famílias, ao longo das quais se registou movimento numa maior ou menor extensão.

Uma falha consiste num acidente tectónico originado por uma fractura do terreno como resultado de forças ou tensões no interior da crosta terrestre, ao longo da linha onde se verificou deslocamento de rochas.

As falhas podem ser causadas por forças compressivas, distensivas ou cisalhantes. Estas forças são particularmente intensas nos limites das placas. As falhas são características comuns das cadeias montanhosas (as quais, na sua maioria, se encontram associadas à colisão de placas) e dos vales de rifte (onde as placas se afastam). Estas podem ser classificadas em cinco tipos

principais: normal ou distensiva, inversa, compressiva ou cavalgante, de desligamento (direito ou esquerdo), oblíqua e em charneira (Figura 8).

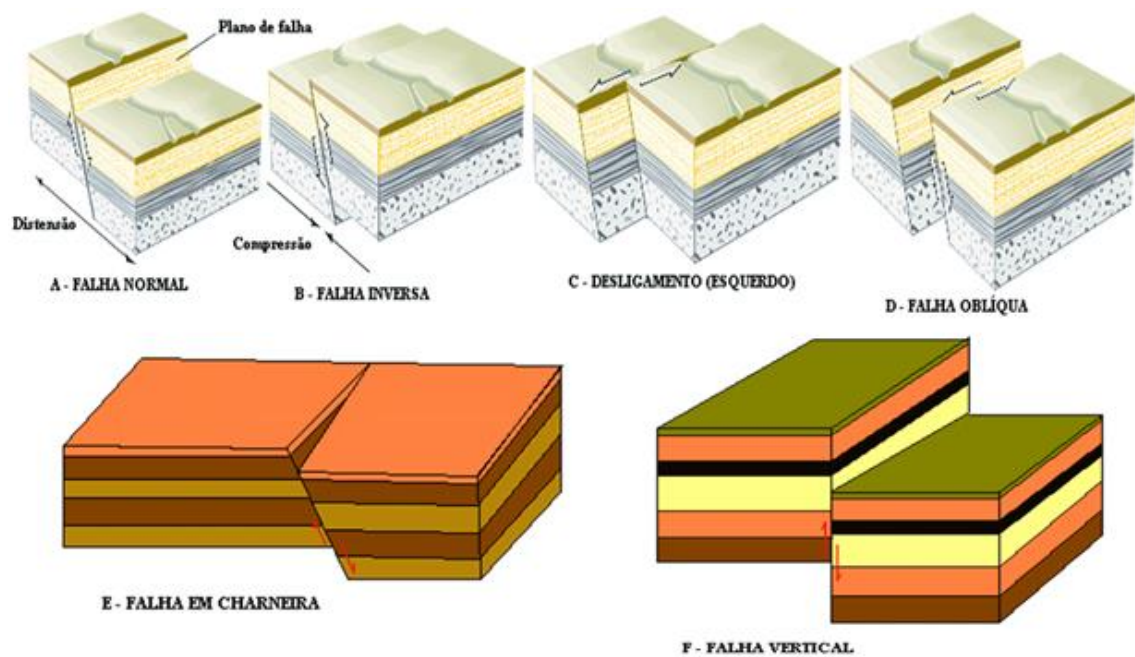


Figura 8: Tipos de falhas. (A) Falha normal causada por forças distensivas. (B) Falha inversa ou cavalgante, causada por forças compressivas. (C) Falha em desligamento. (D) Falha oblíqua. (e) Falha em charneira. (f) Falha vertical. [(a), (b), (c) e (d): Adaptado de Press & Siever (1997)] e [(E) e (F): Neves (2000)].

As fracturas são importantes por vários motivos (Figura 9). A sua presença afecta significativamente a resistência da rocha e devem por isso ser cuidadosamente estudadas nas operações de engenharia Geotécnica/Civil que envolvem importantes construções. São também importantes locais para o desenvolvimento de mineralizações, uma vez que as fracturas dilatacionais, desenvolvidas sob o efeito de tensões distensivas, são normalmente ocupadas por veios de material com interesse económico depositado no espaço criado pela abertura da fractura. No entanto, na geotecnia mineira ligada à perfuração de maciços rochosos, as falhas também devem ser alvo de estudo minucioso, pois caracterizam-se como locais de difícil penetração dos aços de perfuração, o que poderá muitas vezes originar a furação na mesma orientação da estrutura geológica e causar o encravamento da coluna de perfuração, motivando assim, na pior das hipóteses, a perda parcial ou total dos aços de perfuração.



Figura 9: Exemplo de uma falha normal (Press & Siever, 1997).

2.3.2.3. Superfície de estratificação

As superfícies de estratificação são caracterizadas como uma descontinuidade paralela à superfície de deposição dos sedimentos que pode ter ou não uma expressão física. É importante ressaltar que a atitude original da superfície não deve ser tratada como uma superfície horizontal. Deste modo, em rochas sedimentares, os planos de estratificação caracterizam-se por serem sistemáticos e com elevada continuidade, cujo espaçamento pode oscilar, entre poucos centímetros e vários metros.

A Figura 10 demonstra um exemplo de superfícies de estratificação horizontal.



Figura 10: Exemplo de planos de estratificação (Press & Siever, 1997).

2.3.2.4. Foliação

A característica textural mais importante de rochas que se encontram intensamente dobradas é a sua foliação, ou seja, o conjunto de planos paralelos achatados ou ondulados produzidos pela deformação a que foram sujeitas. Esses planos intersectam-se, geralmente, em ângulo recto com a estratificação dos sedimentos originais, apesar de poderem coincidir com a estratificação em alguns locais (Figura 11).

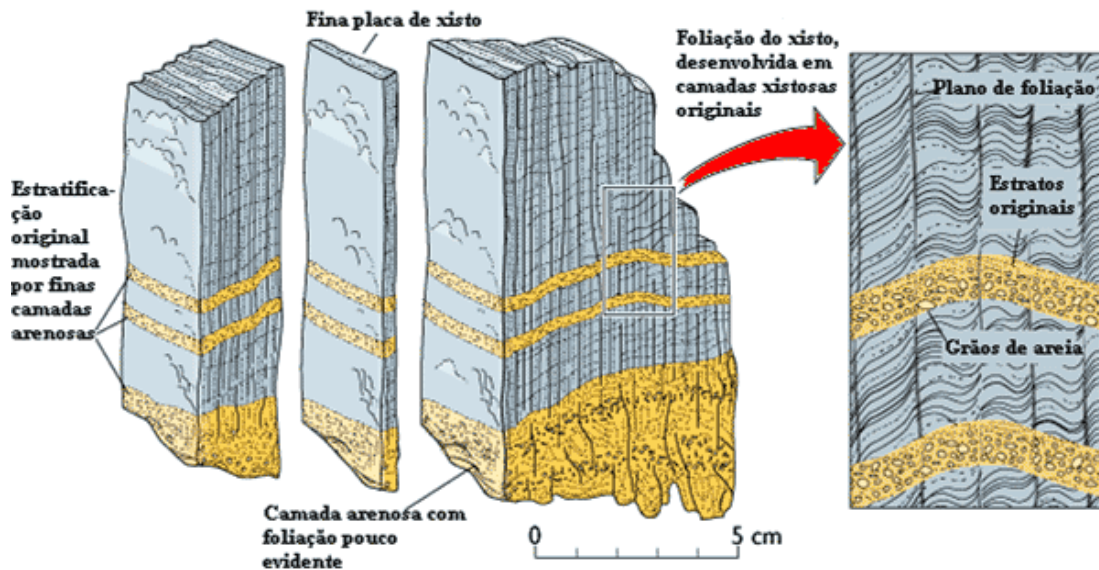


Figura 11: Fragmentos de xisto (à esquerda) apresentam foliação (linhas verticais) e restos da estratificação original. A ampliação mostra pequenos rejeitos do mesmo tipo das falhas ao longo dos planos de foliação (Adaptado de Press & Siever, 1997).

2.3.2.5. Clivagem de fractura

As clivagens de fractura caracterizam-se como descontinuidades paralelas que são geradas em camadas rochosas com uma resistência baixa, incompetentes, intercaladas em camadas rochosas de resistência mais elevada, competentes. Estes tipos de clivagem podem ter a sua origem, por exemplo, num xisto argiloso intercalado entre duas camadas de arenito de resistência mais elevada, que ao sofrerem o dobramento, geram superfícies de fracturas oblíquas à superfície de estratificação.

2.3.2.6. Xistosidade

Foliação presente no xisto ou noutra rocha cristalina de grão grosseiro originada pela disposição em planos paralelos dos minerais do tipo lamelar e/ou prismáticos, como a mica

por exemplo. A xistosidade resulta de fenómenos tectónicos ocorridos a elevadas temperaturas e pressões (Figura 12).

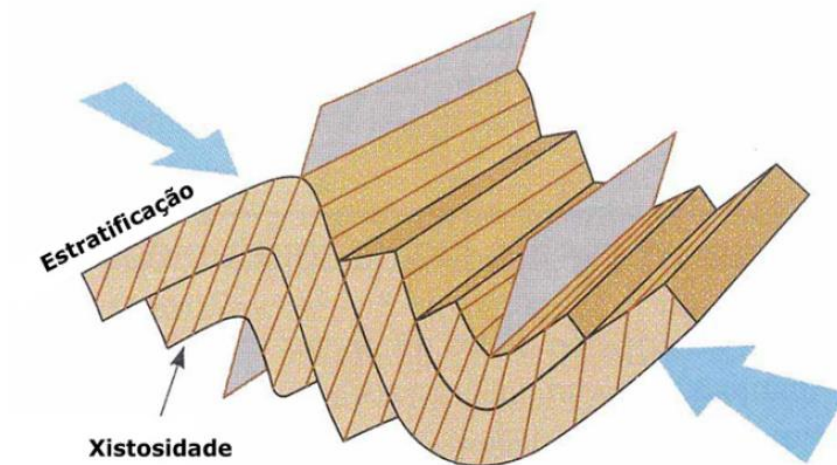


Figura 12: Planos de xistosidade em relação às dobras. As setas indicam a direcção máxima de compressão (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

Na caracterização das descontinuidades, as falhas por exemplo são estudadas individualmente. Isto acontece devido principalmente a duas razões: o número de falhas com importância geotécnica ser baixa e as orientações e propriedades físicas das falhas serem geralmente diferentes. As diaclases e as superfícies de estratificação e de xistosidade, que levam isoladamente ou associadas entre si, à compartimentação do maciço, aparecem normalmente num número elevado, associadas em famílias, tratando-se estas de conjuntos de descontinuidades com uma orientação e génese idênticas. Por estas razões, o seu estudo é mais de carácter estatístico que individual.

As designações geológicas por si só poucas vezes dão informação pormenorizada das propriedades das descontinuidades para efeitos de dimensionamento em projecto, sendo apenas utilizadas para o entendimento das condições locais. Assim, são necessários estudos geotécnicos específicos antes da realização do dimensionamento definitivo da obra.

2.3.2.7. Filões

Os filões são corpos magmáticos (Figura 13), de forma tabular, resultantes do preenchimento de fracturas existentes nas rochas. A sua atitude e dimensões são variáveis, podendo apresentar espessuras que variam entre poucos milímetros a alguns metros ou mesmo quilómetros. A sua espessura nem sempre é constante e por vezes ramificam-se.



Figura 13: Exemplo de um filão (Pedreira de Monte Chãos, Sines).

2.3.3. Parâmetros geológico-geotécnicos das discontinuidades

As propriedades e a compartimentação dos maciços rochosos em termos de resistência, deformabilidade e coeficiente hidráulico estão definitivamente condicionadas pelas discontinuidades (ISRM, 1978).

A descrição e medição dos parâmetros geológico-geotécnicos de cada família de discontinuidades são realizadas, normalmente, no campo. Nesses parâmetros geológico-geotécnicos inclui-se a orientação, o espaçamento, a continuidade, a rugosidade, a resistência das paredes, a abertura, o preenchimento e infiltrações (Figura 14) (Vallejo *et al.*, 2002).

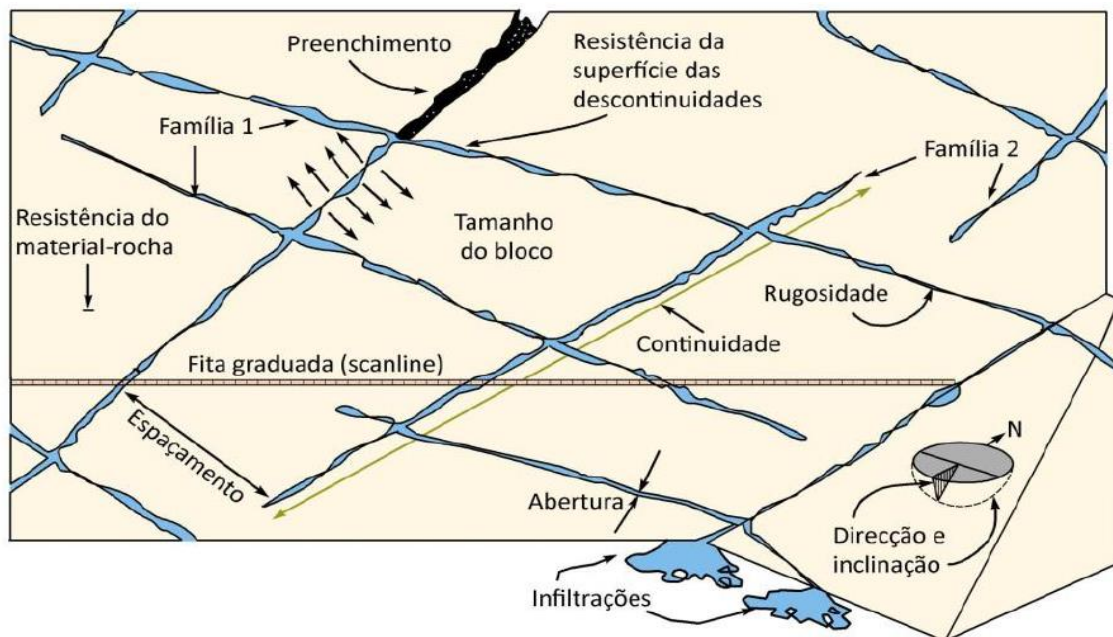


Figura 14: Representação esquemática das propriedades geológico-geotécnicas das discontinuidades (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

2.3.3.1. Atitude

A atitude é caracterizada como o posicionamento no espaço definido através da direcção e inclinação (Figura 15). As orientações das descontinuidades podem ser agrupadas através da projecção estereográfica.

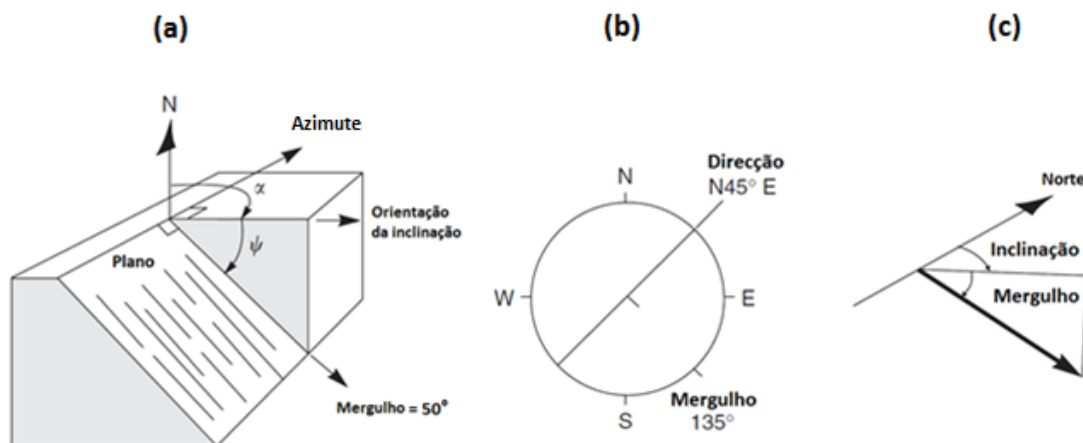


Figura 15: Terminologia para definir a orientação da descontinuidade: (a) vista isométrica tridimensional (mergulho, inclinação e direcção); (b) vista em planta (projecção estereográfica); (c) vista isométrica de linha (de mergulho e de tendência) (Adaptado de Rock Slope Engineering, 2005).

2.3.3.2. Grau de Alteração

A alteração de uma rocha compreende como conjunto de factores da geodinâmica interna e externa que levam à sua desagregação e decomposição, ou seja, a rocha é transformada num produto natural, no qual irá estabelecer um equilíbrio físico-químico com o meio ambiente.

O estado de alteração baseia-se em métodos expeditos de observação. Em rochas, é prática referir-se à maior ou menor facilidade com que se desagrega o material, utilizando um martelo de geólogo, ou a sua coloração e brilho como consequência da alteração de certos minerais como feldspatos e minerais ferromagnesianos.

A escala de graus a considerar em relação ao estado de alteração de uma dada formação pode variar de autor para autor. Segundo a ISRM (1978,1981) consideraram-se cinco graus de alteração dos maciços rochosos. Contudo, em geotecnia (ISRM, 1981), por vezes, utiliza-se uma versão mais simplificada com 3 graus (Quadro 5).

Quadro 5: Grau de alteração (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Grau de alteração	Nomenclatura	Características	Grau de alteração simplificado	
Sã ou não alterada	W1	Não se observam sinais de alteração na matriz rochosa.	W1-2	Rocha sã a pouco alterada
Ligeiramente alterada	W2	Mudanças na cor original da matriz rochosa. Registrar qual o mineral e o grau de descoloração.		
Moderadamente alterada	W3	Menos de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo, mantendo-se a petrofábrica original.	W3	Rocha medianamente alterada
Muito alterada	W4	Mais de metade do material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo. A rocha é muito friável.	W4-5	Rocha muito alterada a decomposta
Completamente alterada	W5	Todo o material rochoso está decomposto e/ou desagregado num solo residual.		

2.3.3.3. Grau de Fracturação

O espaçamento entre os planos de descontinuidades condiciona o tamanho do bloco unitário, logo este parâmetro terá um papel importante no comportamento mecânico do maciço rochoso. O espaçamento é definido como a distância entre os planos de descontinuidade da mesma família, medida na direcção perpendicular a esses planos (Vallejo *et al.*, 2002). Contudo, sempre que possível, dever-se-á determinar o grau de fracturação (independentemente das famílias consideradas) e, o espaçamento entre cada família (ISRM, 1981). O Quadro 6 demonstra a proposta da ISRM (1981) para a medição do espaçamento entre descontinuidades.

Quadro 6: Grau de fracturação (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Intervalo (cm)	Nomenclatura	Designação	Nomenclatura Simplificada	Designação
>200	F1	Muito Afastadas	F1-2	Afastadas
60-200	F2	Afastadas		
20-60	F3	Medianamente Afastadas	F3	Medianamente Afastadas
6-20	F4	Próximas	F4-5	Próximas
<6	F5	Muito Próximas		

2.3.3.4. Espaçamento

O espaçamento define a dimensão dos blocos em que o maciço está compartimentado (Figura 16). Deve medir-se o espaçamento entre duas descontinuidades e o espaçamento para cada família de descontinuidades. No caso das fracturas, o espaçamento é muito importante porque influencia a permeabilidade, a percolação de água e a velocidade de alteração das zonas contíguas. Além disso, a elevada fracturação do maciço aumenta a deformabilidade deste. A melhor forma de representação do espaçamento é através de histogramas de modo a calcular-se a moda, o mínimo e o máximo das observações para cada família.

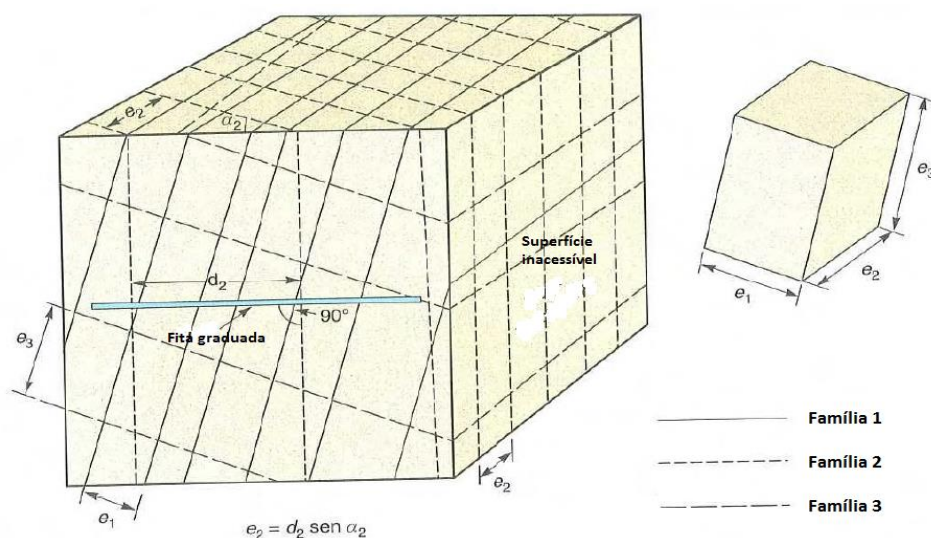


Figura 16: Medição do espaçamento entre descontinuidades no maciço rochoso (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

2.3.3.5. Continuidade

A continuidade é caracterizada como o desenvolvimento ao longo da descontinuidade e para o interior do maciço. Relaciona-se com a resistência ao corte (de especial importância em estudos de barragens e estabilidade de taludes) e é determinante para fixar as características mecânicas da potencial superfície de deslizamento (Quadro 7). A continuidade difere de família para família.

Quadro 7: Descrição da continuidade das descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Comprimento (m)	Continuidade
<1	Muito pouco contínuas
1-3	Baixa continuidade
3-10	Continuidade média
10-20	Continuidade alta
>20	Continuidade muito alta

2.3.3.6. Rugosidade

A rugosidade consiste na irregularidade das superfícies de contacto das discontinuidades ou na sua forma e desenvolvimento. É uma característica importante na resistência do maciço ao cisalhamento, especialmente quando as fracturas não estão preenchidas. Esta característica é determinante na estabilidade de taludes e abertura de túneis. As rugosidades podem ser em degraus, onduladas ou planares e podem estar rugosas, lisas ou estriadas (Quadro 8).

Quadro 8: Classificação e perfis de rugosidade das discontinuidades (Adaptado da ISRM 1978, 1981).

Forma do perfil	Classe	Descrição	Nomenclatura	Esquema
Denteada	I	Muito rugosa	R_{1-2}	
	II	Rugosa	R_3	
	III	Lisa a algo rugosa	R_{4-5}	
Ondulada	IV	Muito rugosa	R_{1-2}	
	V	Rugosa	R_3	
	VI	Lisa a algo rugosa	R_{4-5}	
Plana	VII	Muito rugosa	R_{1-2}	
	VIII	Rugosa	R_3	
	IX	Lisa a algo rugosa	R_{4-5}	

2.3.3.7. Abertura

A abertura define a distância entre as duas paredes da discontinuidade. É condicionada pelo estado de tensão instalado no maciço. A sua medição é feita directamente na discontinuidade e no maior número possível destas, através da observação em taludes, trincheiras e carotes de sondagem.

O Quadro 9 apresenta a proposta da ISRM (1978, 1981) para classificar a abertura das discontinuidades.

Quadro 9: Abertura de descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Abertura (mm)	Descrição	Características
<0,1	Muito Apertada	Fechada
0,1-0,25	Apertada	
0,25-0,5	Parcialmente Aberta	
0,5-2,5	Aberta	Aberta
2,5-10	Razoavelmente Aberta	
>10	Larga	
10-100	Muito Larga	Muito Aberta
100-1000	Extremamente Larga	
>1000	Caverna	

2.3.3.8. Preenchimento

O preenchimento corresponde ao material que preenche o espaço entre dois blocos. Tem grande importância na resistência global do maciço. Visto que os preenchimentos podem ser constituídos por materiais muito diversos, o comportamento dos maciços é diferente no que diz respeito à permeabilidade, deformabilidade e cisalhamento.

2.3.3.9. Terminação

A terminação, tal como o próprio nome indica, é onde termina a descontinuidade. Um maciço com um elevado número de descontinuidades a terminar noutra descontinuidade, indica que se está na presença de um maciço mais fracturado, enquanto, se uma descontinuidade terminar em rocha, indica um maciço menos fracturado com descontinuidades pouco extensas. O Quadro 10 apresenta os três tipos de terminações definidos pela ISRM (1978, 1981).

Quadro 10: Tipos de terminação da descontinuidade (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Nomenclatura	Designação	Descrição
R	Rocha	A descontinuidade dissipa-se no maciço rochoso
D	Descontinuidade	A descontinuidade termina ao interceptar uma outra descontinuidade
O	Obscura	Não se consegue contemplar a terminação da descontinuidade

2.3.3.10. Curvatura

A curvatura de uma descontinuidade é uma característica geométrica. No Quadro 11, são apresentados os tipos de curvaturas que podem ser analisadas nos maciços rochosos.

Quadro 11: Tipos de curvatura da superfície das descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Nomenclatura	Designação
C ₁₋₂	Planas a ligeiramente curvas
C ₃	Curvas
C ₄₋₅	Muito curvas

2.3.3.12. Presença de água

A percolação de água através dos maciços rochosos resulta sobretudo do fluxo da água pela rede de descontinuidades (permeabilidade secundária). No caso de maciços rochosos de natureza sedimentar, a permeabilidade primária do material rocha pode ser significativa, dado que uma parte da percolação ocorre pelos vazios da rocha. O Quadro 12 apresenta o tipo de designação empregue na descrição da presença de água nas descontinuidades.

Quadro 12: Descrição da presença de água nas descontinuidades (Adaptado de ISRM 1978, 1981).

Nomenclatura	Designação
S	Seco
H	Húmidas
G	Gotejante
F	Fluxo

2.3.3.13. Resistência à compressão uniaxial

A resistência da matriz rochosa pode ser estimada a partir do afloramento mediante índices de campo ou a partir de correlações com dados de ensaio de campo, como o ensaio de carga pontual, *PLT* e o martelo de *Schmidt*. O índice de campo permite estimar a resistência da rocha. O ensaio da carga pontual permite obter um índice, *I_s*, que se correlaciona com a resistência à compressão simples. A partir do ensaio com martelo de Schmidt ou esclerómetro portátil é possível medir a resistência que se correlaciona com a resistência à compressão simples. No Quadro 13 apresenta-se a proposta da ISRM (1978) para caracterizar as paredes do material-rocha que limitam a descontinuidade.

Quadro 13: Caracterização da resistência à compressão uniaxial (Adaptado da ISRM, 1978).

Intervalos	Símbolos	Designações
>200	S1	Muito elevada
60-200	S2	Elevada
20-60	S3	Média
6-20	S4	Baixa
<6	S5	Muito baixa

2.4. Técnica de amostragem linear

A técnica de amostragem linear (*“Scanline Sampling Technique”*) consiste na colocação de uma fita graduada em faces expostas do maciço e no registo de algumas características (geométricas e mecânicas) de todas as descontinuidades por ela intersectadas (Chaminé, 2004) (Figura 17). Para cada descontinuidade que intersecta a linha de amostragem registam-se as seguintes grandezas:

- ✚ D - Distancia à origem;
- ✚ L - Semi-comprimento exposto: corresponde ao comprimento visível da intersecção da descontinuidade com a face exposta da rocha, apenas para um dos lados da fita graduada;
- ✚ T – Tipo de terminação que apresenta a extremidade da descontinuidade (podendo ser R - na rocha; D – noutra descontinuidade; O – Obscuro);
- ✚ Atitude da descontinuidade (Direcção e inclinação);
- ✚ C – Curvatura, numa escala de C1 a C5, em que C1 corresponde superfícies planas e C5 superfícies muito curvas;
- ✚ R – Rugosidade, numa escala de R1 a R5, R1 corresponde a uma superfície lisa e R5 uma superfície muito rugosa;
- ✚ Abertura;
- ✚ Tipo de Preenchimento;
- ✚ Presença de água;
- ✚ Outras características que se entendam como relevantes, como por exemplo: Atitude da linha de amostragem; direcção do hasteal (ou talude) em estudo; litologia; grau de alteração;
- ✚ Altura da *scanline* ao solo; data do levantamento; local do estudo.

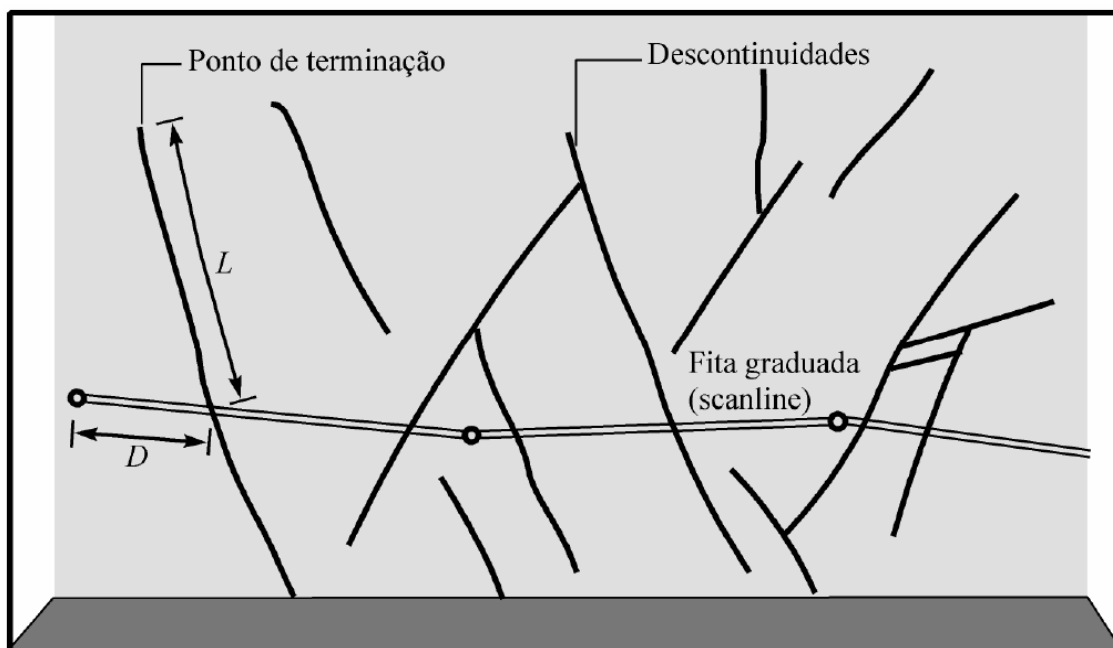


Figura 17: Esquema do levantamento de descontinuidades pela técnica de amostragem linear (D – Distancia à origem da fita; L – Semi-comprimento exposto) (Adaptado de Brady & Brown, 2004).

A Figura 18 ilustra as principais ferramentas de apoio aos levantamentos pela técnica de amostragem linear, aplicada a estudos geotécnicos e geomecânicos.



Figura 18: Equipamento de campo básico para um levantamento exaustivo de descontinuidades (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

Na Figura 19 apresenta-se a ficha de levantamento geológico-geomecânico utilizado no trabalho de campo, com aplicação da técnica de amostragem linear.

[illegible]

Figura 19: Ficha de levantamento geológico-geomecânico utilizada no trabalho de campo (Chaminé, 2013).

2.5. Parâmetros do maciço rochoso

Para a caracterização do maciço rochoso a partir dos dados analisados e registados no estudo do afloramento, devem ser considerados os seguintes aspectos:

- ✚ Descrição da matriz rochosa e das descontinuidades;
- ✚ Número e orientação das famílias de descontinuidades;
- ✚ Tamanho do bloco e intensidade da fracturação;
- ✚ Grau de alteração.

2.5.3. Número e orientação das famílias de descontinuidades

Pode-se definir uma família de descontinuidades como sendo um conjunto de descontinuidades que apresentam a mesma orientação. Contudo, é possível encontrar descontinuidades que não se agrupam nas famílias, ou por serem erráticas ou aleatórias, não possuindo a mesma orientação que as famílias já definidas ou por apresentarem características físicas e mecânicas peculiares (Pereira, 1985).

O comportamento mecânico do maciço rochoso e o seu mecanismo de rotura está condicionado pelo número de famílias de descontinuidades. O grau de fracturação e o tamanho dos blocos da matriz rochosa é obtido pelo número de famílias de descontinuidades e pelo espaçamento de cada família.

No Quadro 14 apresenta-se, segundo a ISRM (1978), as classificações atribuídas ao maciço rochoso em função do número de famílias de descontinuidades presente neste.

Quadro 14: Classificação do maciço rochoso pelo número de famílias de descontinuidades (Adaptado de ISRM, 1981).

Tipo de maciço rochoso	Número de famílias
I	Maciço compacto, com algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente.
II	Uma família de descontinuidades.
III	Uma família de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente.
IV	Duas famílias de descontinuidades.
V	Duas famílias de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente.
VI	Três famílias de descontinuidades.
VII	Três famílias de descontinuidades e ainda algumas descontinuidades ocasionais dispostas aleatoriamente.
VIII	Quatro ou mais famílias de descontinuidades.
IX	Maciço rochoso esmagado, com o aspecto idêntico de um solo.

As famílias de descontinuidades podem ser representadas graficamente a partir da construção de bloco-diagramas (Figura 20), assim é possível a visualização espacial da sua orientação relativa e do tamanho e forma dos blocos da matriz rochosa.

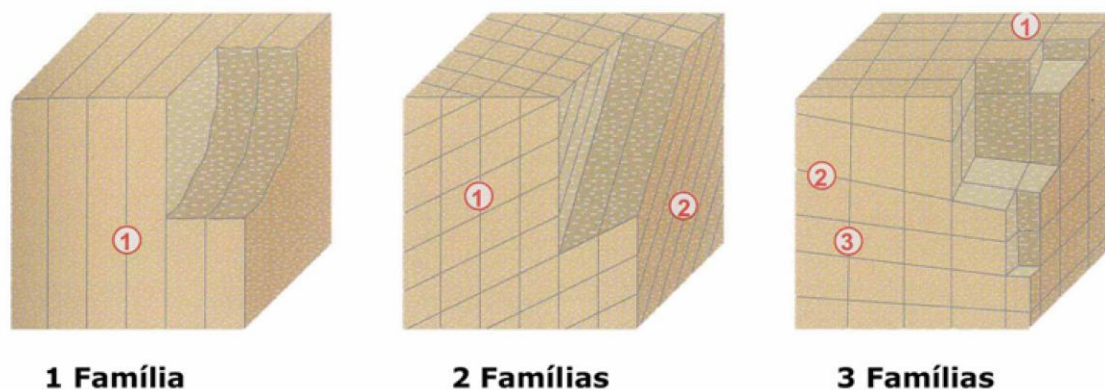


Figura 20: Representação do número de famílias mediante bloco-diagramas (Adaptado de Vallejo *et al.*, 2002).

2.5.4. Tamanho, forma dos blocos e intensidade da fracturação

O tamanho dos blocos que formam o maciço rochoso condiciona de forma definitiva o seu comportamento, as suas propriedades resistentes e a sua deformabilidade. A dimensão e a forma dos blocos são definidas pelo número de famílias de descontinuidades, a sua orientação, o seu espaçamento e a sua continuidade. A descrição do tamanho do bloco pode-se realizar da seguinte forma (Vallejo *et al.*, 2002):

📊 **Índice Dimensional** – I_b (*Block Size Index*; ISRM, 1978)

O índice dimensional representa as dimensões médias dos blocos medidos no maciço rochoso. Este índice deixa de ter significado para mais de quatro famílias de descontinuidades. Contudo, sabe-se que é pouco utilizado visto ser de difícil determinação e bastante complexo.

📊 **Índice Volumétrico** – J_v (*Volumetric Joint Count*; ISRM, 1978)

O Índice volumétrico representa o número total de descontinuidades que intersectam uma unidade de volume (1m^3) do maciço rochoso (ISRM, 1981). O valor do J_v é determinado através da contagem de descontinuidades de cada família que intersectam uma longitude determinada, medindo perpendicularmente a direcção de cada uma das famílias (é necessário efectuar um factor de correcção em relação à direcção aparente) (González de Vallejo *et al.*, 2002). Este índice pode ser calculado a partir da Equação 1.

Equação 1: Índice Volumétrico (González de Vallejo *et al.*, 2002)

$$J_v = \Sigma \frac{\text{Nº de descontinuidades}}{\text{Longitude média}}$$

O índice volumétrico também pode ser obtido através da contagem do número total de descontinuidades que intersectam um dado comprimento, correspondendo este valor a uma frequência. Os resultados do índice volumétrico podem ser correlacionáveis com o tamanho dos blocos (Quadro 15).

Quadro 15: Classificação do tamanho do bloco a partir do valor do índice volumétrico (ISRM, 1981).

Descrição	J _v (descontinuidades / m ³)
Blocos muito grandes	<1
Blocos grandes	1-3
Blocos médios	3-10
Blocos pequenos	10-30
Blocos muito pequenos	>30

No Quadro 16 apresenta-se uma classificação do maciço rochoso em função da forma, tamanho do bloco e do grau de fracturação.

Quadro 16: Classificação de maciços rochosos em função do tamanho e forma dos blocos (ISRM, 1981).

Classe	Tipo	Descrição
I	Compacto	Poucas descontinuidades ou espaçamento muito largo.
II	Cúbico	Blocos aproximadamente equidistantes.
III	Tabular	Blocos com uma dimensão (segundo a horizontal) consideravelmente menor que as outras duas.
IV	Colunar	Blocos com uma dimensão (segunda a vertical) consideravelmente maior que as outras duas.
V	Irregular	Grandes variações no tamanho e forma dos blocos.
VI	Esmagado	Blocos com dimensões bastante pequenas.

As descontinuidades, quando dispostas com uma certa regularidade, designam-se por superfícies de compartimentação (Figura 21).

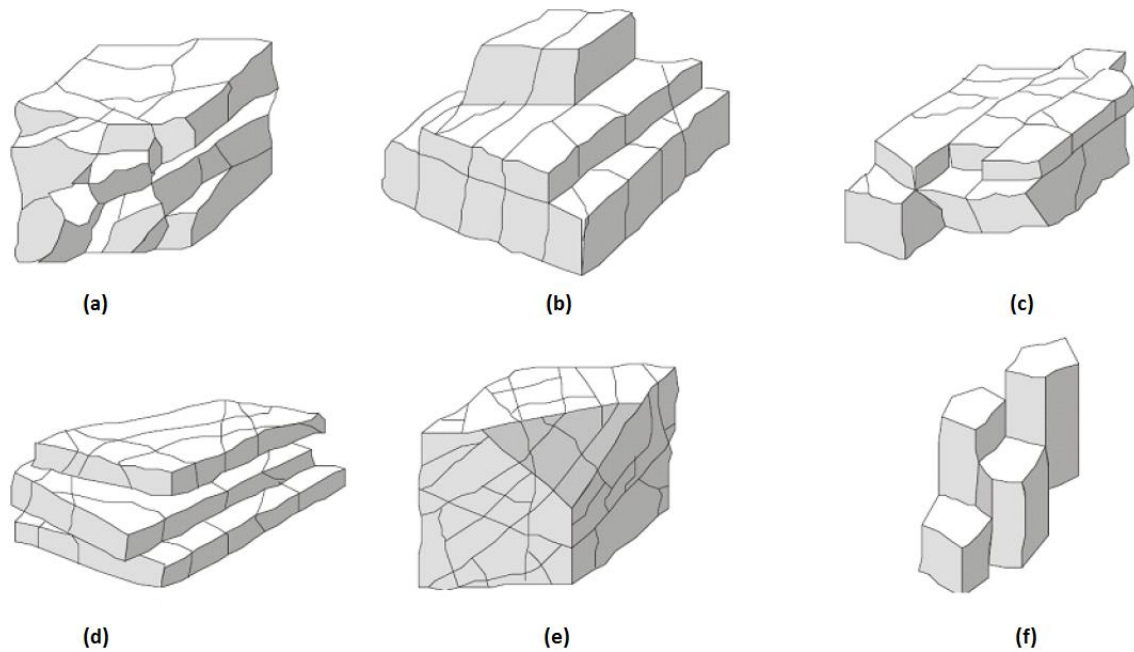


Figura 21: Formas geométricas relacionadas com o padrão da fracturação: a) Blocos poliédricos, b) Blocos equidimensionais, c) Blocos prismáticos, d) Blocos tabulares, e) Blocos romboédricos, f) Blocos colunares (Palmstrom, 2001).

Índice RQD

O grau de fracturação expressa-se habitualmente pelo índice RQD (*Rock Quality Designation*). Contudo, este índice não considera aspectos como a orientação, o espaçamento e outros parâmetros das descontinuidades, logo não é suficiente para avaliar e descrever as características da fracturação do maciço rochoso.

A Equação 2 demonstra o cálculo do RQD a partir de testemunhos de sondagem.

Equação 2: RQD % (Deere, 1967)

$$RQD(\%) = \frac{\sum L > 10 \text{ cm}}{L_T} \times 100$$

Em que,

✚ $\sum L > 10 \text{ cm}$ - somatório dos testemunhos não alterados com comprimento igual ou superior a 10 cm;

✚ L_T - comprimento total de sondagem;

Apesar da sua utilidade prática, este índice não considera aspectos como a orientação, o espaçamento, os preenchimentos e outras condições das descontinuidades, pelo que não é suficiente para descrever as características da fracturação dos maciços rochosos.

É possível estimar o índice RQD (Equações 3 e 4) a partir de correlações empíricas como a de Palmstrom (1975, 1982) (ISRM, 1981).

Equação 3: RQD % (Palmstrom, 1975, 1982)

$$RQD = 115 - 3,3 \times J_v; \text{ para } J_v > 4,5$$

Equação 4: RQD % (Palmstrom, 1975, 1982)


$$RQD = 100; \text{ para } J_v \leq 4,5$$

O valor do RQD também pode ser estimado a partir da frequência das descontinuidades, λ , de acordo com a Equação 5.

Equação 5: RQD % (Priest, 1993)

$$RQD \approx 100 e^{(-0,1 \times \lambda)} \times (0,1 \times \lambda + 1)$$

Em que:

 λ é a frequência, correspondente ao inverso do espaçamento médio das descontinuidades.

2.6. Classificação geomecânica do maciço rochoso

2.6.3. Esclerómetro portátil ou martelo de *Schmidt*

O martelo de *Schmidt* foi desenvolvido por E. Schmidt em 1948, para ser aplicado em ensaios “*in situ*”, não destrutivos, de dureza do betão. Hoje em dia, o martelo de *Schmidt* é muito utilizado no cálculo da resistência das rochas (Figura 22). Este ensaio permite estimar a resistência à compressão simples, sendo aplicada, essencialmente, na matriz rochosa e nas descontinuidades. Este ensaio é muito utilizado devido, fundamentalmente, à sua simplicidade, rapidez e fácil portabilidade.



Figura 22: Exemplo de aplicação de um martelo de Schmidt (Mananciais de Paranhos, Porto (ISEP, 2013)).

O martelo de *Schmidt* permite avaliar a resistência à compressão simples, ou seja, a dureza do material rocha. O ensaio consiste na medição do ressalto de uma massa de aço quando percutida sobre a superfície da rocha. Em função da dureza da rocha, a massa de aço sofre um maior ou menor ressalto; o valor é registado no aparelho, numa escala de 10 a 100 (Figura 23). Por norma, registam-se 10 percussões com o martelo (ISRM, 1981) e eliminam-se os cinco valores mais baixos, sendo que o valor a considerar é a média dos cinco valores mais altos (Figura 24).



Figura 23: Gama de materiais geológicos, desde os solos até às rochas duras, em estudos geotécnicos e de geologia de engenharia (Adaptado de Johnston & Novello, 1993, *In*: Manual AP3E, 2011).

Franklin (1972) desenvolveu o ensaio de carga pontual que permite a obtenção de um índice de resistência à compressão, correlacionável com a resistência à compressão simples, que é de determinação muito expedita podendo ser, inclusivamente, utilizado no campo.

Através do ábaco de *Miller* (Figura 25), é possível obter a resistência à compressão simples, através da dureza medida com o martelo de *Schmidt*, a densidade média da rocha e a orientação do martelo.

Por fim, é possível classificar o maciço a partir do valor da resistência à compressão simples (Quadro 17). Para ser possível realizar o ensaio em boas condições, é necessário efectuar uma limpeza do local, bem como verificar se não existem fissuras no maciço.

[illegible]

Figura 24: Ficha de campo – Martelo de *Schmidt* (Chaminé, 2013).

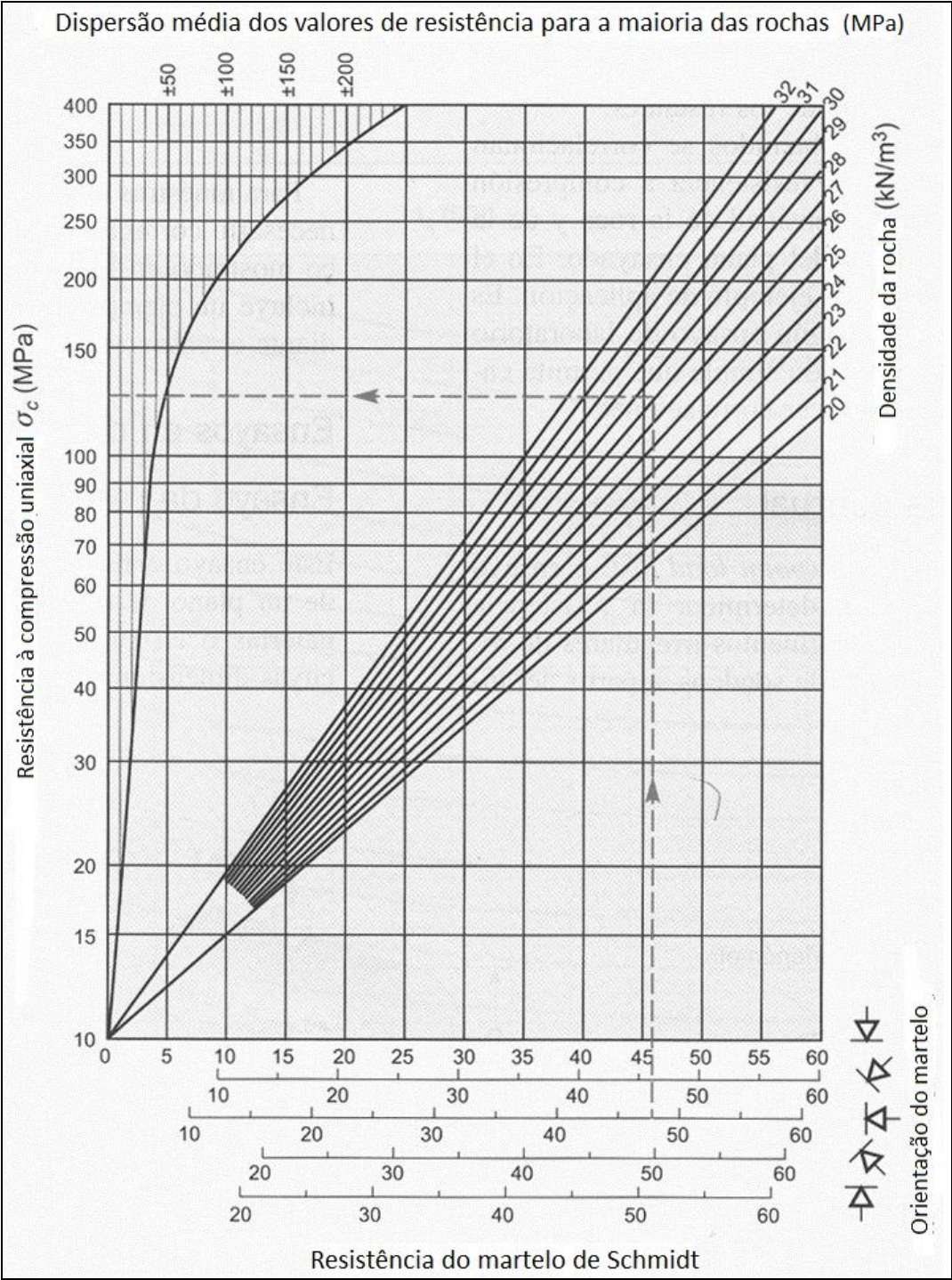


Figura 25: Ábaco de Miller (Adaptado de Vallejo & Ferrer, 2011).

Quadro 17: Caracterização da resistência à compressão uniaxial (Adaptado de ISRM, 1978).

Intervalos	Símbolos	Designações
>200	S1	Muito elevada
60-200	S2	Elevada
20-60	S3	Média
6-20	S4	Baixa
<6	S5	Muito baixa

2.6.4. Ensaio de resistência à compressão uniaxial

A resistência à compressão simples ou uniaxial é determinada num provete de rocha de forma cilíndrica submetido a uma tensão normal s nas bases igual à razão da força normal N pela área da base A (Figura 26). Os provetes podem ter outras formas (cúbica ou prismática) mas normalmente são retirados de tarolos recolhidos em sondagens. A preparação da amostra deve ter um cuidado especial na rectificação da superfície das bases que irão sofrer compressão para garantir uma forma cilíndrica perfeita.

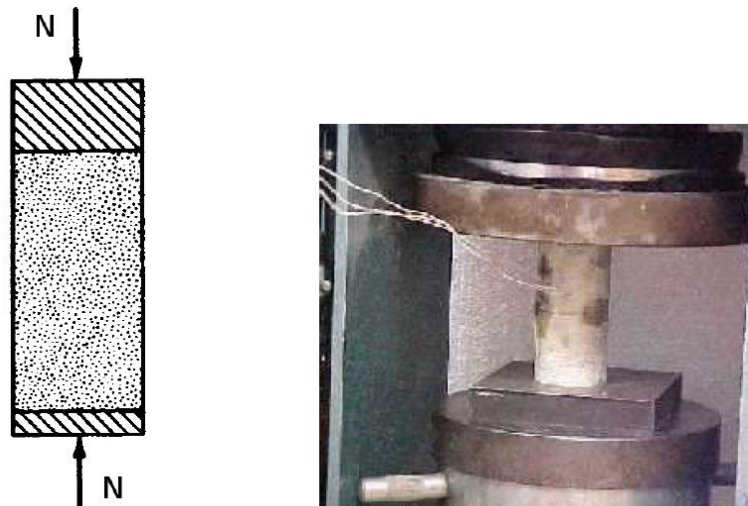


Figura 26: Ensaio de compressão uniaxial (FEUP, 2008).

O comportamento da rocha é normalmente não reversível, o que significa que a deformação sofrida pela amostra nunca poderá ser recuperada na totalidade se houver uma descarga (Figura 27). Isso deve-se ao facto de as fissuras iniciais presentes em qualquer rocha fecharem no início da compressão levando a uma diminuição da compressibilidade da amostra ($E_0 < E_c$). Segue-se uma fase de comportamento aproximadamente elástico.

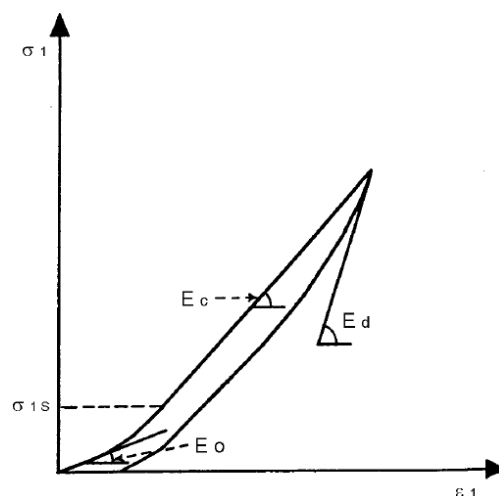


Figura 27: Ensaio de compressão – Curva de compressibilidade típica (FEUP, 2008).

As diferenças de resposta mecânica entre uma rocha dura e uma rocha branda mostram que a pequena deformabilidade do primeiro tipo está associada a uma rotura brusca com uma resistência residual praticamente nula. As rochas brandas são as que exibem maior deformabilidade, sobretudo no início do carregamento (FEUP, 2008).

2.6.5. Ensaio de carga pontual, *PLT*

O ensaio de carga pontual é um método utilizado para a avaliação da resistência das rochas mediante a determinação de um índice que é correlacionável com a resistência à compressão uniaxial entre outros índices de resistência. Através deste ensaio, é possível determinar dois índices: o índice de resistência da carga pontual [I_s (50)] e o índice de anisotropia [I_a (50)].

O ensaio tem um procedimento sugerido pela ISRM e consiste em provocar a rotura de amostras de rochas, obtidas a partir de carotes de sondagens com diâmetros que variam entre 25 e 100 mm, aplicando uma força pontual crescente. A amostra de rocha é comprimida entre duas ponteiros cónicos de metal duro, que provocam a rotura por desenvolvimento de fissuras de tracção paralelas ao eixo da carga, sendo registado o valor da carga P que provoca a rotura (Figura 28).

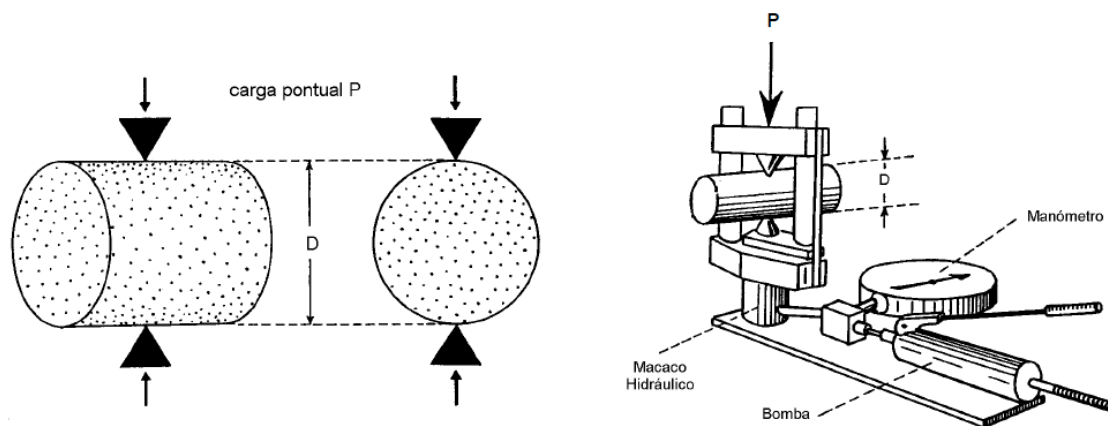


Figura 28: Resistência sob carga pontual - Ensaio Franklin (FEUP, 2008).

Como padrão, o índice de carga pontual é definido para o ensaio realizado sobre provetes cilíndricos de rocha com diâmetro D igual a 50 mm, em que a aplicação da carga P é feita na direcção diametral, sendo calculado pela Equação 6.

Equação 6: Índice de carga pontual (ISRM, 1972)

$$I_s (50) = \frac{P}{D^2}$$

Em que,

- ✚ P - Peso total da carga pontual aplicada no provete;
- ✚ D - Diâmetro do provete cilíndrico (= 50 mm);

Em rochas isotrópicas, em geral são necessários 10 ensaios válidos por cada tipo/qualidade de rocha que se pretende caracterizar, mas um número inferior poderá ser suficiente se a dispersão de resultados for pequena. São considerados válidos somente os resultados dos ensaios cuja superfície de rotura contenha os pontos de aplicação da carga (Figura 29).

Com 10 ensaios, para calcular o valor representativo da resistência à carga pontual, é usual eliminarem-se os dois resultados mais elevados e os dois mais baixos, após o que se determina a média com os restantes 6 valores.

Em rochas com anisotropia conferida pela xistosidade, foliação ou pela estratificação, a realização do ensaio de carga pontual deverá ter em atenção a orientação de tais descontinuidades estruturais.

Nestes casos é usual a determinação dos índices de carga pontual quer na direcção da normal, quer na direcção paralela a esses planos, sendo então possível definir um índice de anisotropia, dado pela relação entre aqueles índices (Equação 7).

Equação 7: Índice de anisotropia (ISRM, 1972)

$$I_a(50) = \frac{I_s(50)_{\perp}}{I_s(50)_{//}}$$

Em que,

- ✚ $I_s(50)_{\perp}$ - Determinação do índice de carga pontual na direcção perpendicular ao sistema de descontinuidades;
- ✚ $I_s(50)_{//}$ - Determinação do índice de carga pontual na direcção paralela ao sistema de descontinuidades;

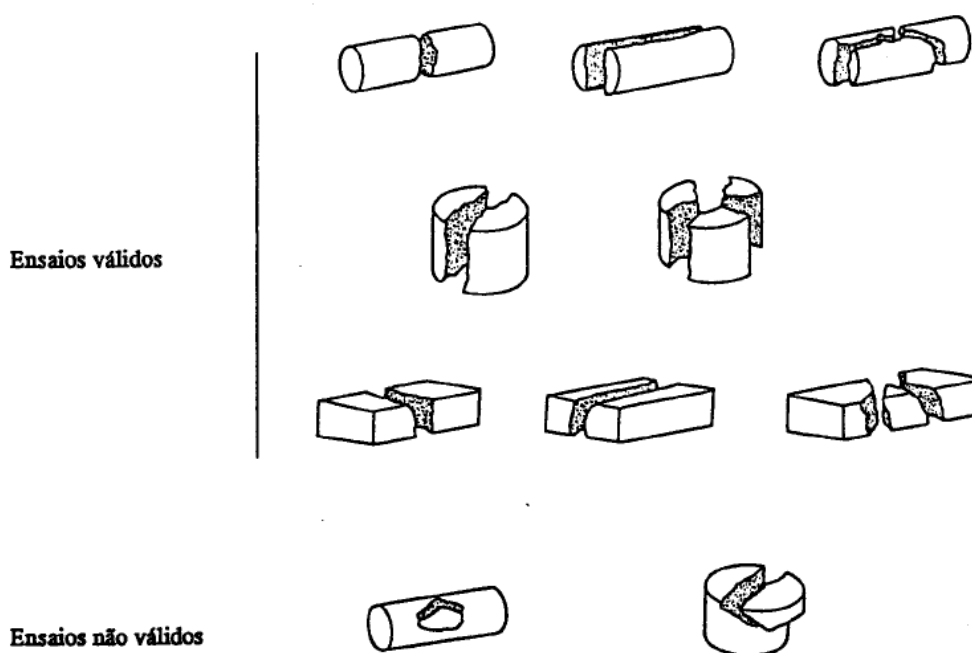


Figura 29: Fracturas válidas e não válidas nos ensaios de carga pontual (FEUP, 2008).

A Figura 30 apresenta uma ficha de laboratório, utilizada no ensaio mencionado.

LABORATÓRIO DE GEOTECNIA E MATERIAIS DE CONSTRUÇÃO (LGMCI/ISEP)															
Ensaio de Carga Pontual (Point Load Test)															
Local:											Data:				
Litologia:											Oper.:				
Ensaio:											Verif.:				
Amostra nº	Distância à origem da scanline (m)	Provete # ID	Dimensões			De (mm)	P(KN)	Is (MPa)	F (mm)	IS ₍₅₀₎ (MPa)	Valor médio de IS ₍₅₀₎ (MPa)	Resistência à compressão uniaxial, UCS (MPa)	Classe de resistência, S (ISRM, 1981)	Observações	
			L (mm)	W (mm)	D (mm)										
			0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00				
Nota explicativa:															
L	comprimento do provete	Fórmulas (ISRM):													
W	largura do provete	$Is = \frac{P}{De^2}$													
D	altura do provete														
De	diâmetro equivalente da amostra	$IS_{(50)} = F \times Is$													
P	carga de rotura														
F	factor de correcção obtido	$F = \left(\frac{De^{0,67}}{50} \right)^{0,45} \sqrt{\frac{Dx}{50}}$													
Is	índice de resistência à carga pontual														
IS ₍₅₀₎	valor corrigido														

Figura 30: Ficha de laboratório referente ao ensaio *PLT* (Chaminé, 2013).

2.6.6. Ensaio de desgaste de *Los Angeles*

O índice de desgaste é facilmente relacionado com a resistência à abrasão por meios mecânicos e com a capacidade resistente dos agregados. Através da norma NP EN 1907-2 (2002) é possível analisar o procedimento a adoptar na determinação da resistência ao desgaste dos agregados de densidades normais.

O método consiste, basicamente, na análise granulométrica de um agregado grosseiro. Em que inicialmente, é preparada uma amostra de agregado britado, com 5.000 g, passadas na fracção 10/14 mm de forma a obter uma amostra que será submetida ao ensaio de abrasão no equipamento de *Los Angeles* (Figura 31). Por fim, expressa-se a perda de material ou desgaste, como a percentagem de massa perdida durante o ensaio em relação à massa da amostra inicial.

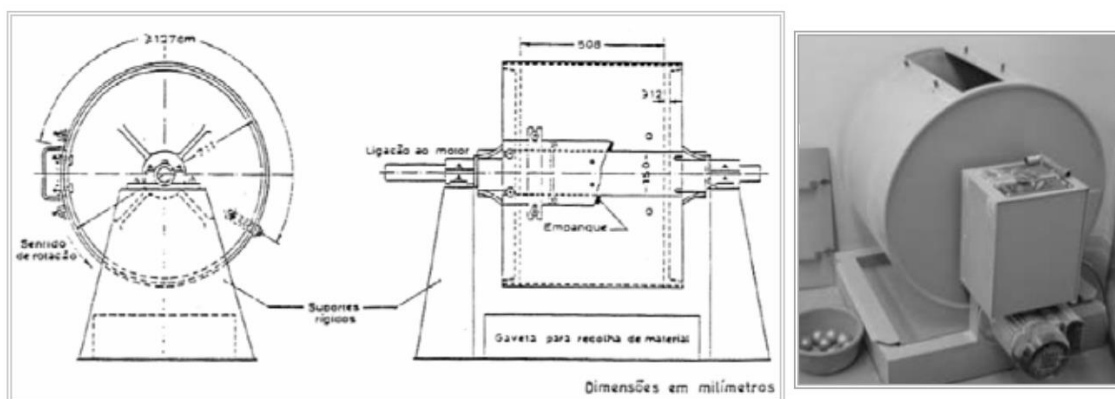




Figura 31: Equipamento de realização do ensaio *Los Angeles* (LGMC, 2014).

O coeficiente de *Los Angeles*, LA, pode ser calculado através da Equação 8.

Equação 8: Coeficiente de Los Angeles [NP EN 12620 (2004)]

$$LA = \frac{m_i - m_f}{m_i} \times 100$$

Onde:

-  m_i – massa da amostra inicial;
-  m_f – massa da amostra retida no peneiro de 1,6 mm

A percentagem de perda por desgaste (LA) apresenta-se arredondada ao número inteiro mais próximo. Após a realização do ensaio é possível classificar a amostra segundo o coeficiente de *Los Angeles* obtido (Quadro 18).

Quadro 18: Categoria para os valores máximos de *Los Angeles* [NP EN 12620 (2004)].

Coeficiente de Los Angels	Categoria LA
≤15	LA ₁₅
≤20	LA ₂₀
≤25	LA ₂₅
≤30	LA ₃₀
≤35	LA ₃₅
≤40	LA ₄₀
≤50	LA ₅₀
>50	LA _{declarado}
Não requerido	LA _{NR}

Capítulo III



Laser Plane, Pedreira de Monte Chãos (Sines)

3. Desmonte de maciços rochosos: Perfuração

- 3.1. A perfuração no desmonte de rocha
- 3.2. Ciclo de perfuração
- 3.3. Métodos de perfuração
- 3.4. Acessórios de perfuração
- 3.5. Equipamento de perfuração
- 3.6. Aspectos humanos
- 3.7. Optimização técnico-económica dos aços de perfuração
- 3.8. Desvios de furação

3. Desmonte de maciços rochosos: Perfuração

A geotecnia é uma área da engenharia que lida com os materiais que compõem a crosta terrestre. Através da aplicação dos princípios da mecânica dos solos e da mecânica das rochas, possibilita-se a mobilização desses materiais no sentido de se satisfazerem as necessidades humanas (Figura 31). Neste âmbito, surgem situações de maciços que apresentam maior resistência às acções de escavação (maciços rochosos), que motivam a utilização de substâncias explosivas (Bernardo, 2010).

A Figura 32 pretende esquematizar, em termos gerais, os passos consecutivos e desejáveis, associados às obras de escavação, em função do seu enquadramento (industrial e técnico).



Figura 32: Justificação e faseamento das obras de escavação (Bernardo, 2010).

Na geotecnia mineira, a indústria extractiva representa um dos maiores crescimentos a nível económico em todo o mundo, gerando empregos e ajudando ao desenvolvimento a nível

tecnológico, uma vez que muitos dos minerais extraídos originam matérias-primas que são essenciais para a sociedade.

A exploração a céu aberto é uma complexa actividade usada para explorar normalmente depósitos próximos da superfície, onde é possível a sua viabilidade económica. Necessita de um forte investimento inicial e nos dias de hoje, em que a procura escasseia e a oferta abunda, é imperativo rentabilizar ao máximo cada operação que constitui o ciclo de exploração.

A exploração de uma pedreira é um somatório de várias operações que assim constituem um ciclo (Figura 33): perfuração, desmonte, carga, transporte e fragmentação/britagem.

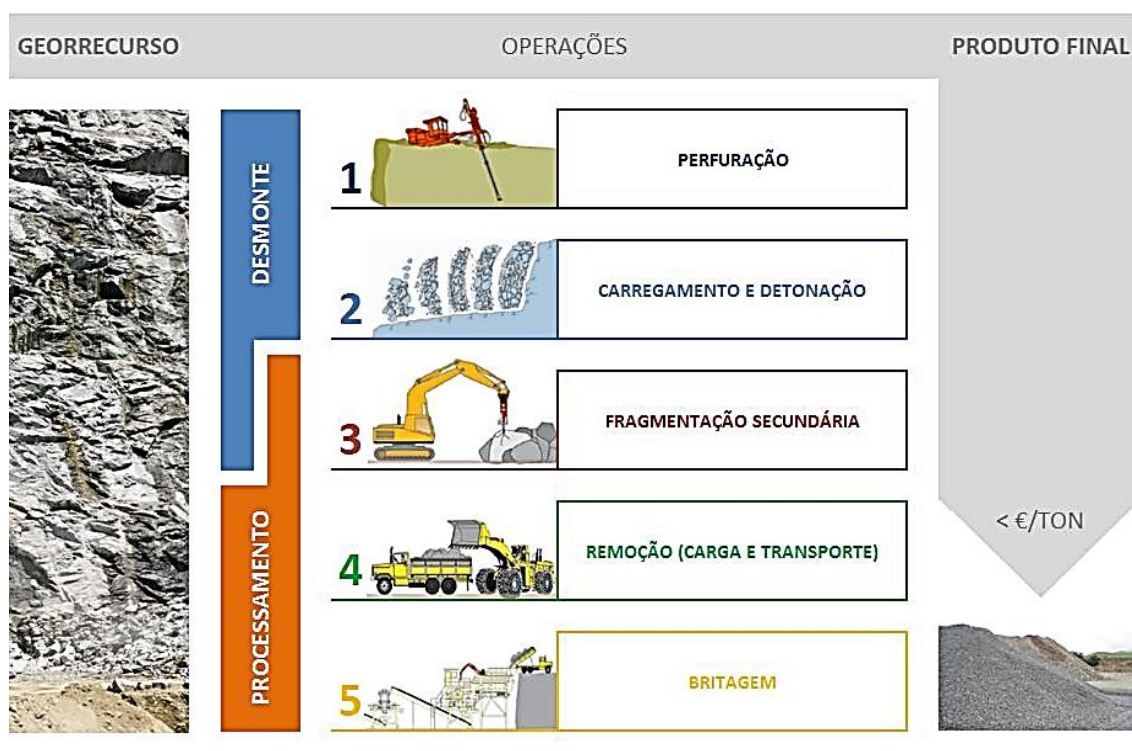


Figura 33: Conjunto de operações consubstanciadas no processo de produção de agregados, que vão desde o maciço rochoso (Georrecurso) até à obtenção de um produto rochoso final (Agregado Britado) (Adaptado de Galiza *et al.*, 2011a,b,c).

A perfuração é uma das operações envolvidas na fragmentação de rocha.

A execução correcta desta operação irá permitir uma melhoria nas operações seguintes, nomeadamente no carregamento e detonação, na granulometria obtida após o desmonte, na fragmentação secundária, na carga e transporte e na britagem (Figura 34). A actual necessidade de redução de custos de produção requer a análise de todos os factores económicos envolvidos, e a fragmentação é um dos aspectos mais relevantes na optimização dos custos de produção, devido, essencialmente, aos efeitos directos nos custos da perfuração e detonação, bem como nas restantes operações.

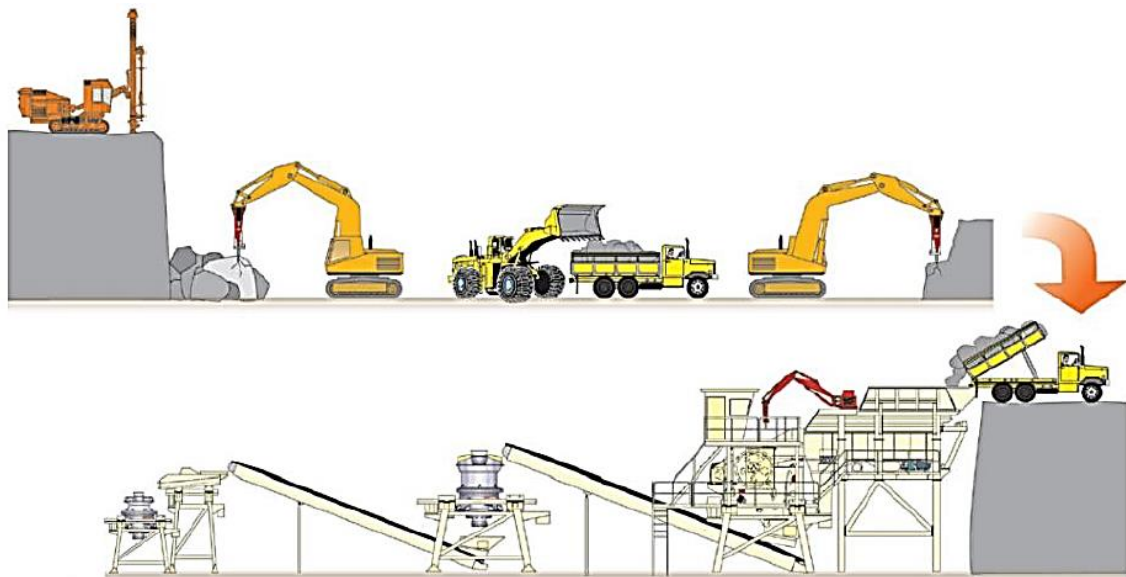
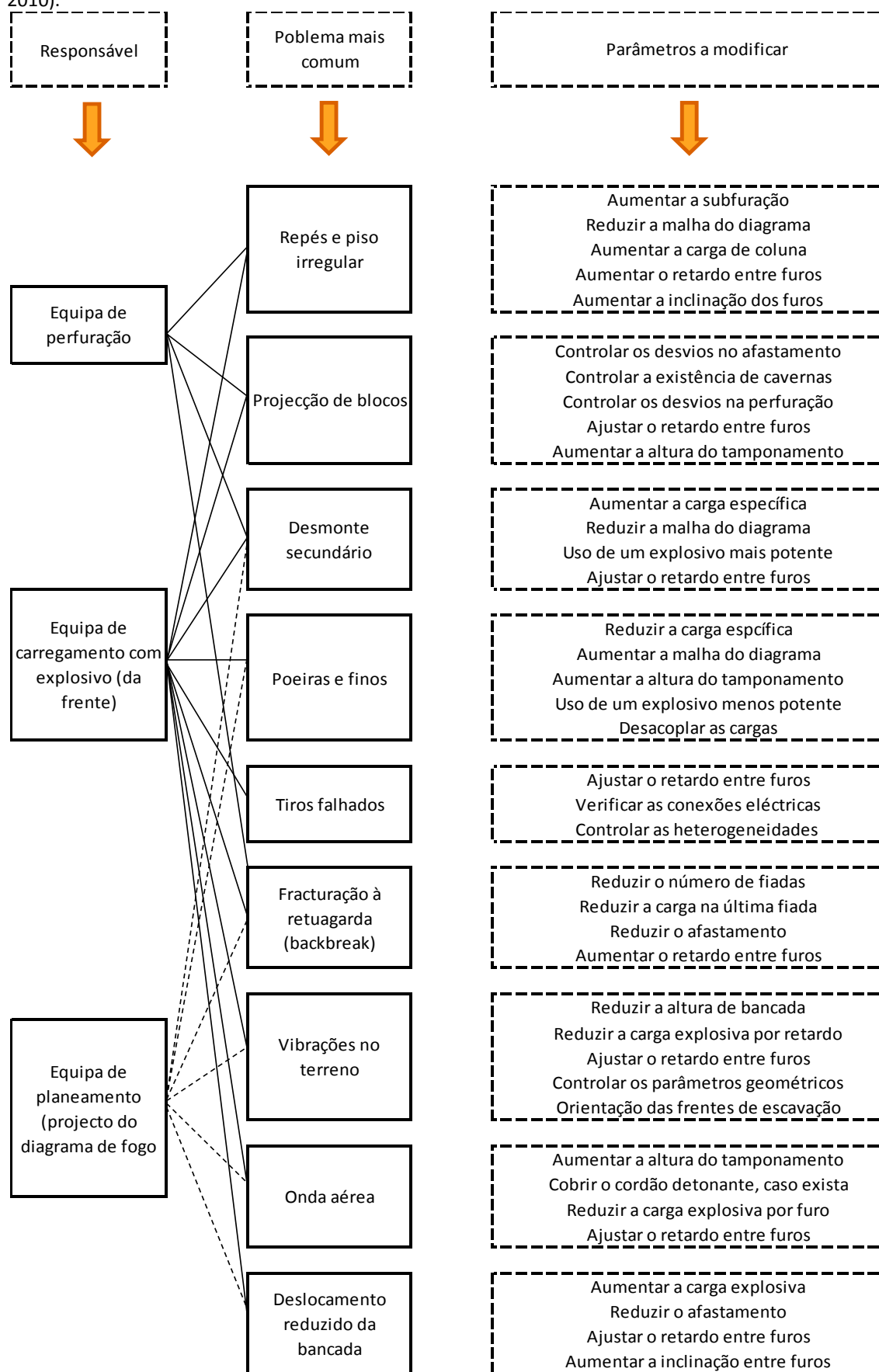


Figura 34: Ciclo de produção de uma pedreira (Adaptado de Tamrock- Sandvik, 1999).

Ao contrário do que acontece na maioria das indústrias, em que as soluções económicas são acompanhadas de maiores impactes ambientais, a minimização de custos na escavação de rocha é compatível com a minimização dos impactes ambientais (Bernardo, 2010).

O Quadro 19 apresenta os problemas mais frequentes em escavações, origens e soluções em função das operações de perfuração e desmonte com explosivos.

Quadro 19: Problemas mais frequentes em escavações, origens e soluções (Adaptado de Bernardo, 2010).

3.1. A perfuração no desmorte de rocha

O desmorte de rochas é a técnica de escavação mais amplamente adoptada em vários ramos da indústria de mineração e construção, pois é económica, confiável e segura. É amplamente utilizada na indústria extractiva, escavações, trincheiras, túneis e grandes obras subterrâneas (Figura 35).

Equipamento de perfuração pneumático (1960 - 2014)



Equipamento de perfuração hidráulico (1970 - 2014)



Figura 35: Evolução da perfuração de maciços rochosos ao longo dos anos (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

A perfuração como primeira operação na série do ciclo de operações da indústria extractiva, desempenha um papel fundamental na adequação do desmorte de rocha em relação ao fim em vista (Galiza *et al.*, 2008).

Ainda segundo os mesmos autores, a perfuração para desmorte consiste na realização de furos no maciço rochoso que se pretende desmontar, segundo uma geometria e uma localização previamente calculada. A energia necessária é produzida por um martelo, que no caso em estudo se encontra à superfície e desliza na coluna do equipamento. Os impactos produzidos pelo martelo são transmitidos pelas varas ao *bit*, que por sua vez aplica a energia à rocha a perfurar (Dessureault, 2006). Para que a operação de perfuração seja eficaz, para além do impacto, é necessário dotar o conjunto de uma força de avanço, rotação e limpeza adequadas ao tipo de rocha.

Os métodos desenvolvidos para definir a perfurabilidade têm como objectivo prever a produtividade e o desgaste dos acessórios. A perfurabilidade depende das características do material-rocha e da rocha intacta, entre as quais se distinguem: a composição mineral, o tamanho dos grãos, a dureza, a abrasividade e o grau de fracturação (Manual AP3E, 2011).

O índice de perfurabilidade (Figura 36) traduz a facilidade com que um acessório de perfuração penetra na rocha.

No entanto, a presença de minerais duros pode aumentar o desgaste do bit mesmo em rochas com boa perfurabilidade. É o caso de certos sulfuretos, que sendo duros, possuem boa perfurabilidade, ou rochas com a presença de quartzo que aumentam fortemente o desgaste (Manual AP3E, 2011).

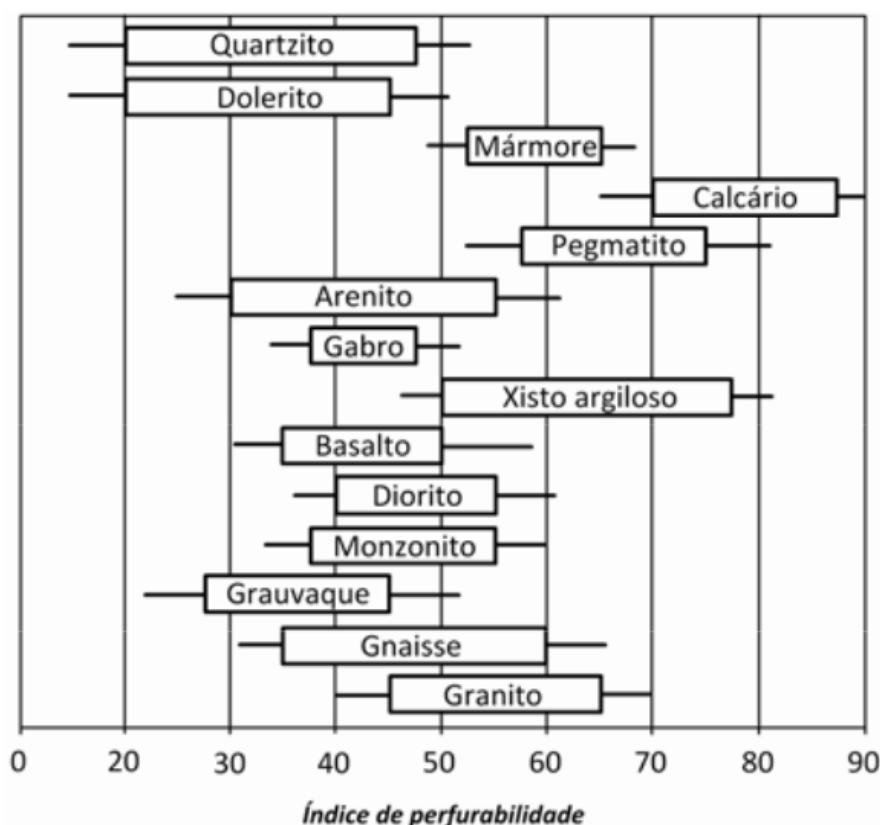


Figura 36: Índice de perfurabilidade das principais litologias (Manual AP3E, 2011).

A pressão exercida por uma força de grande intensidade sobre a rocha instala um estado de tensão em redor desse ponto de contacto. Se a força for suficientemente elevada e o material usado no corte for suficientemente duro, haverá uma fragmentação do material à volta do ponto de contacto e formação de fracturas maiores ou menores dependendo da energia aplicada e da resistência oferecida pela rocha (Figura 37). Os sucessivos golpes em diferentes pontos da rocha por acção da rotação das ferramentas produzirão um número cada vez maior de fracturas (Manual de Explosivos - AP3E, 2011).

O rendimento do processo aumenta proporcionalmente ao tamanho das partículas resultantes da trituração. Estas dependem da estrutura e da foliação da rocha.

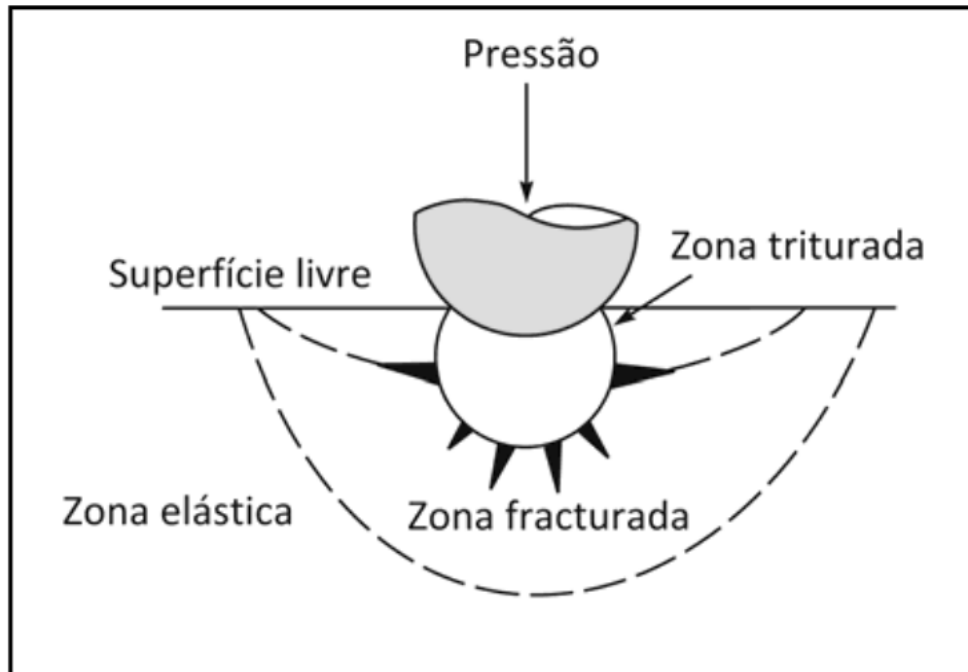


Figura 37: Mecanismo de fracturação da rocha (Adaptado de Sandvik-Tamrock, 1999).

A qualidade de realização desta operação é determinante, para o sucesso do desmonte com recurso a explosivos e, conseqüentemente, terá igualmente uma influência determinante em todas as actividades subsequentes, nomeadamente no carregamento e detonação, na granulometria obtida após detonação, na fragmentação secundária, na carga e transporte e na britagem.

Podem ser considerados dois tipos de variáveis: As incontroláveis e as controláveis. Em termos de variáveis incontroláveis, directamente ligadas às características geológicas da zona em causa, salientadas no capítulo II. Em relação às variáveis controláveis, tendo em conta a perfuração em rocha, pode-se evidenciar o seguinte (Correia, 2011) (Figura 38):

- ✚ Diâmetro do furo;
- ✚ Comprimento do furo;
- ✚ Subfuração - U;
- ✚ Altura de bancada - K;
- ✚ Inclinação do furo;
- ✚ Relação (E/V);
- ✚ Volume do rebentamento a desmontar *versus* nº de fiadas;
- ✚ Tipo de perfuração;

- ✚ Equipamento de perfuração;
- ✚ Eficiência da perfuração (percussão, rotação, força de avanço, limpeza);
- ✚ Acessórios de perfuração;
- ✚ Manuseamento dos acessórios;
- ✚ Manutenção dos equipamentos;
- ✚ Características dos aços de perfuração (encabadouros, varas, *bits*);
- ✚ Tipo de *bit*;
- ✚ Composição dos botões do *bit*;
- ✚ Forma dos botões do *bit*;
- ✚ Número dos botões do *bit*;
- ✚ Forma da face do *bit*.

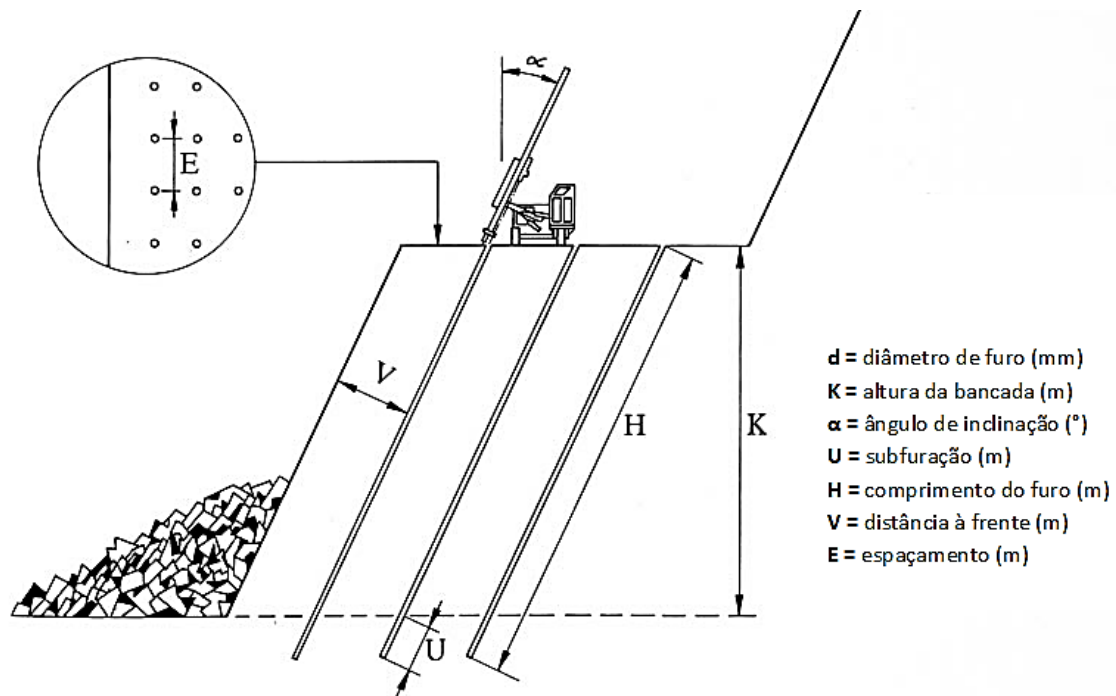


Figura 38: Parâmetros geométricos do desmorte em bancada (Adaptado de Sandvik - Tamrock, 1999).

Todas as opções técnico-económicas definem a tecnologia de perfuração, nomeadamente:

- ✚ Método de perfuração;
- ✚ Equipamento de perfuração;
- ✚ Acessórios de perfuração;
- ✚ Aspectos humanos.

A relação custo-eficácia da perfuração e do desmorte pode ser definida de diversas maneiras, porém a otimização da vida útil dos acessórios de perfuração aliada a uma eficiente perfuração são a fracção que mais contribuem, para o melhor resultado económico no que

respeita à exploração mineira, beneficiando o ciclo total de operações. As influências da perfuração e desmorte têm muitos processos diferentes, com as otimizações de uma relação custo-benefício a ser verificada em qualquer localização de escavação devido à manutenção dos equipamentos de carga e transporte, britagem e fragmentação, e fragmentação secundária (Figura 39). Portanto, as decisões sobre a perfuração e o desmorte necessitam de ser realizadas num contexto global, e geralmente não devem ser baseadas em factores económicos de curto prazo.

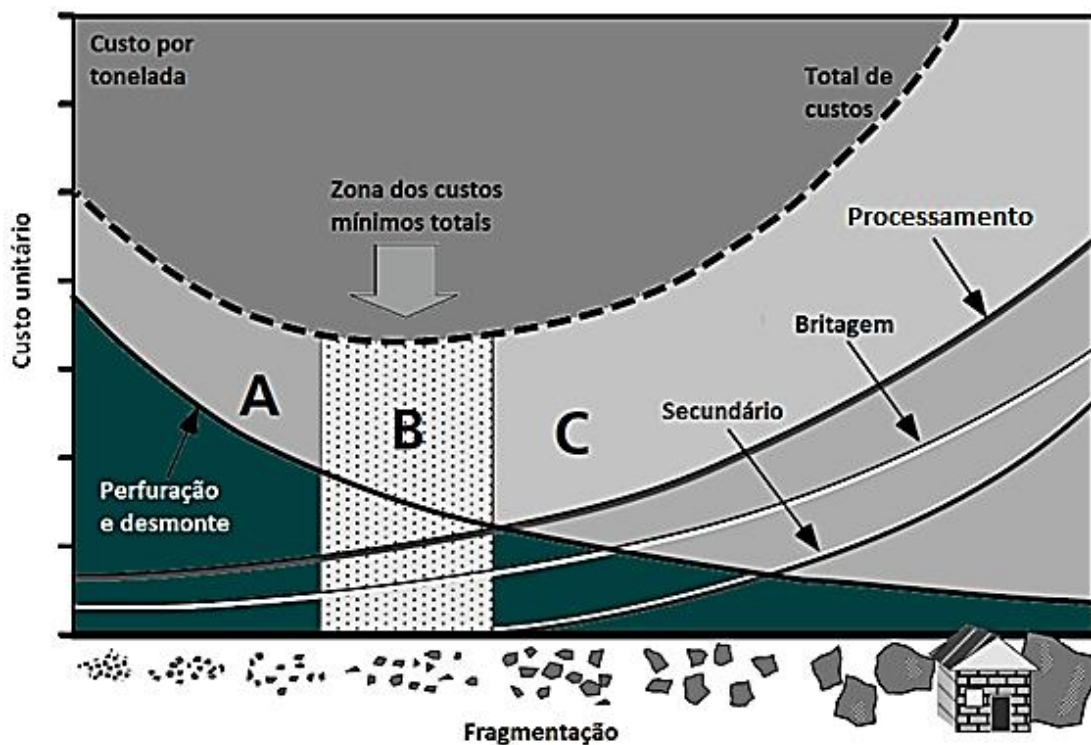


Figura 39: Custos de perfuração vs fragmentação (Adaptado de Atlas Copco. 2013).

A perfuração e o desmorte têm um grande impacto em cada parte das operações de uma pedreira. Os critérios de otimização para operações de produção em pedreiras, pode ser expressa como encontrar a combinação certa dos custos das actividades da operação e gestão dos mesmos, a fim de minimizar o custo global de produção (Atlas Copco, 2013). De outra forma, o produto final requerido deve ser bem definido de forma a realizar-se uma ajustada malha de furação e um diagrama de fogo adequado, de forma a não comprometer as operações seguintes.

A Figura 39 representa esquematicamente os custos da actividade em função do máximo tamanho de fragmentação.

A curva está dividida em três zonas - A, B e C. A zona B representa o total de custos quando é minimizado e mantido numa faixa aceitável. Nas zonas A e C, evidenciam-se os custos unitários

de uma ou mais actividades que perfazem a produção global em custos excessivos. Neste caso, o custo-eficácia da fragmentação não passa necessariamente por aumentar a quantidade de desmontes, mas sim melhorar a qualidade do desmorte de forma a haver uma diminuição dos custos industriais.

Para uma dada massa de rocha, o grau de fragmentação depende do tipo e quantidade de explosivo usado para detonar cada metro cúbico do maciço rochoso. Este, por sua vez, afecta o valor da perfuração específica, e obrigatoriamente a carga específica, necessária para alcançar o grau de fragmentação uma vez que o padrão de perfuração (distância à frente e espaçamento) afecta o tamanho médio de fragmento do material-rocha.

A perfuração precisa e alinhada diminui a quantidade de blocos (Figura 40). Quando a malha do desmorte é aumentada, as variáveis principais a serem afectadas são a perfuração e o desmorte (fragmentação do material-rocha) (Sandvik – Tamrock, 1999).



Figura 40: Benefícios de uma perfuração alinhada (Adaptado de Galiza *et al.*, 2011a,b,c).

Contudo, o aumento desproporcional da malha, inclusive o aumento de diâmetro de furação, poderá ter repercussões na fragmentação do material-rocha. O grau de fragmentação necessário está intimamente relacionado com o diâmetro de furação e onde este irá definir o método de perfuração a utilizar, em função da geologia local.

Em situações em que os explosivos são difíceis de utilizar, ou quando a pedra se encontra altamente fracturada e/ou de baixa resistência, a utilização de martelos hidráulicos é um método viável para se conseguir obter a dimensão da rocha a ser transportada para o primário (fragmentação secundária).

A Figura 41 demonstra que os custos totais do ciclo de produção de uma pedreira estão dependentes da boa execução de cada operação que o constitui, evidenciando as operações de perfuração e desmonte. Assim sendo, a aplicação de meios técnicos e equipamentos mais evoluídos no sector de perfuração e desmonte, irá influenciar os custos fixos a montante. No entanto, ir-se-á conseguir recuperar o investimento realizado nas operações a jusante, demonstrando-se no aumento da fragmentação do material e diminuindo a fragmentação secundária.

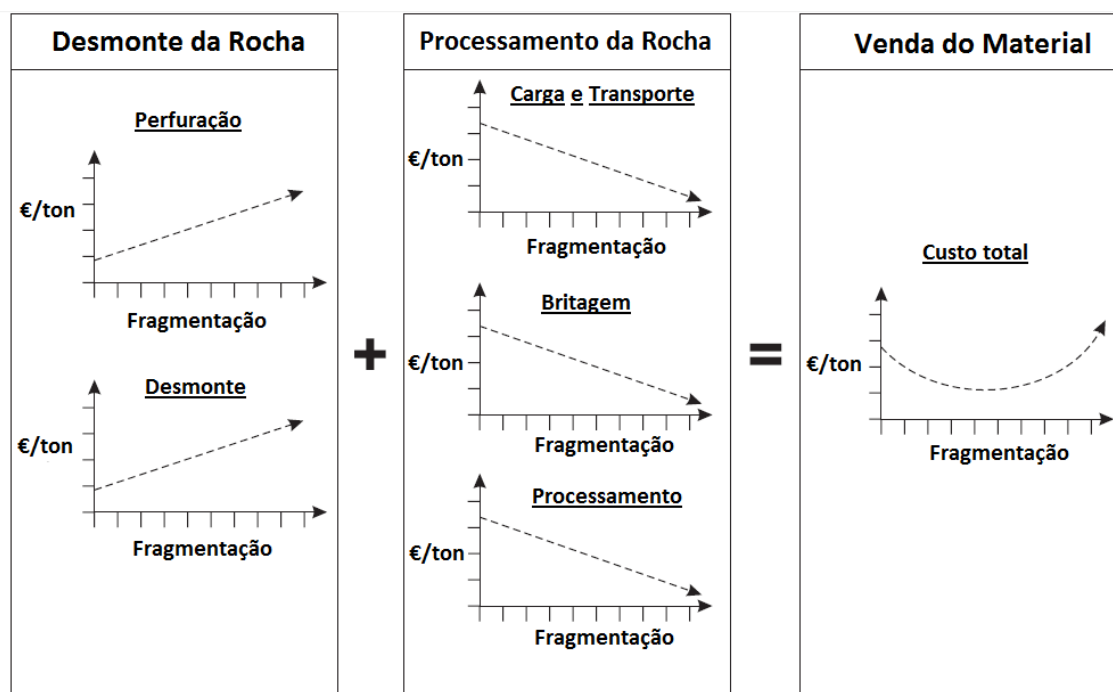





Figura 41: Optimização dos custos de produção (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 1999).

Numa pedreira, relativamente às operações de perfuração e desmonte com explosivos, os custos mais influentes no custo final do produto (€/m³) são os seguintes (por ordem decrescente, do mais caro para o mais barato) (Figura 42):

-  Explosivo: Explosivo, ligadores, detonadores, sismógrafos, acessórios de tiro;
-  Equipamentos: Amortização e aluguer de equipamentos;
-  Combustível: Gasóleo/ óleo dos equipamentos, compressores, máquinas acessórias e automóveis inerentes à pedreira;

- Recursos humanos: Encargos mensais com os operadores (salário mensal, encargos fiscais);
- Materiais de desgaste: acessórios de perfuração;
- Manutenções aos equipamentos.

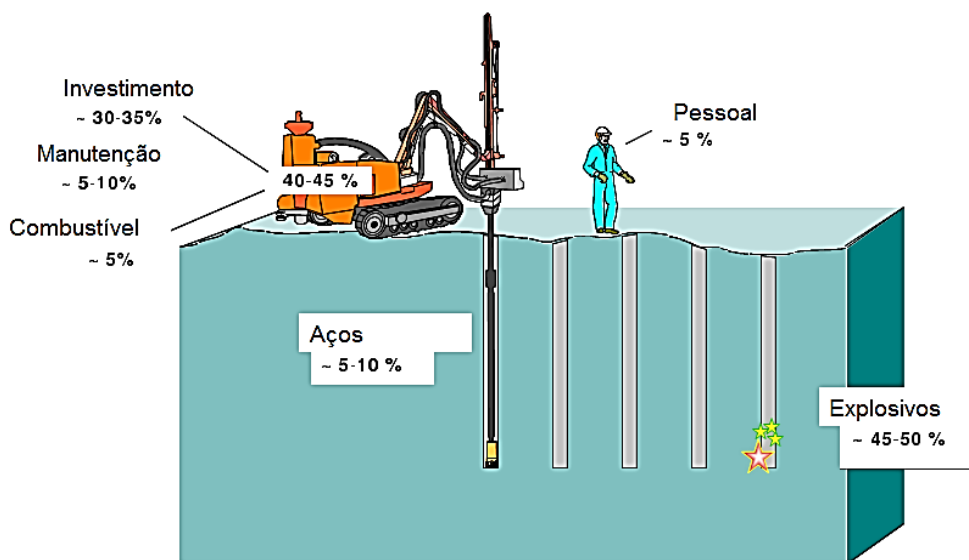


Figura 42: Custos mais influentes na perfuração e desmonte de rocha com explosivos (Adaptado de Sandvik, 2006).

3.2. Ciclo da perfuração

O tempo de perfuração está dependente de um conjunto de variáveis que se obtém através de um conjunto de tarefas *standard* (Figura 43). De forma a otimizar esse conjunto de trabalhos é necessário observar e analisar tempos de ciclo. Nesses tempos de ciclo, podem-se evidenciar: tempos fixos, tempos variáveis, velocidade de perfuração instantânea e rendimento industrial.

Os tempos fixos geram-se através do tempo necessário de acoplamento e remoção das varas, enquanto os tempos variáveis correspondem ao tempo necessário que o operador necessita para deslocar, posicionar e emboquilhar o equipamento de perfuração.

A velocidade de perfuração instantânea corresponde ao número de metros realizados em função do tempo total despendido no furo.

O rendimento industrial de um equipamento de perfuração é obtido através da quantidade de perfuração realizada durante o tempo que demora a executar um conjunto de actividades que se repetem continuamente em todos os furos, que são definidas como ciclo de perfuração.



Figura 43: Diferentes etapas que constituem o ciclo da perfuração.

A limpeza e a regularização da bancada não integram o ciclo de perfuração, mas é uma actividade que define o sucesso do ciclo da perfuração. A marcação prévia e rigorosa de toda a perfuração a realizar, é uma tarefa muito importante, pois deve ter em conta, para além do sentido de desmonte definido, a situação da frente da bancada e as irregularidades existentes, e assim definir a malha de furação a realizar.

Depois de concluído este ciclo de operações, é imprescindível que o operador confirme a validação do furo realizado, de forma a obter a sua viabilidade para futuramente ser carregado e detonado com recurso a explosivos.

A Figura 44 esquematiza os pontos a abordar no manuscrito, como objecto de estudo particular, de forma a se conseguir realizar uma optimização do ciclo da perfuração.

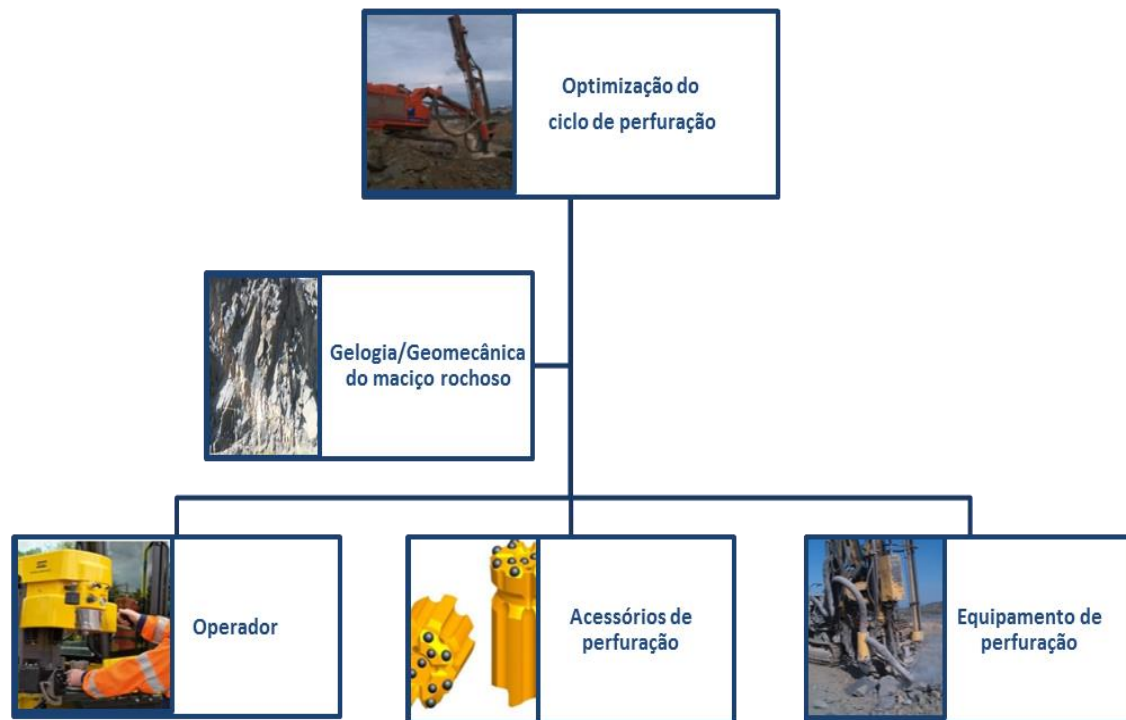


Figura 44: Pontos fixos e pontos variáveis que vão entrar no dimensionamento do ciclo da perfuração.

A Figura 45 ilustra todos os parâmetros influentes no ciclo de perfuração.

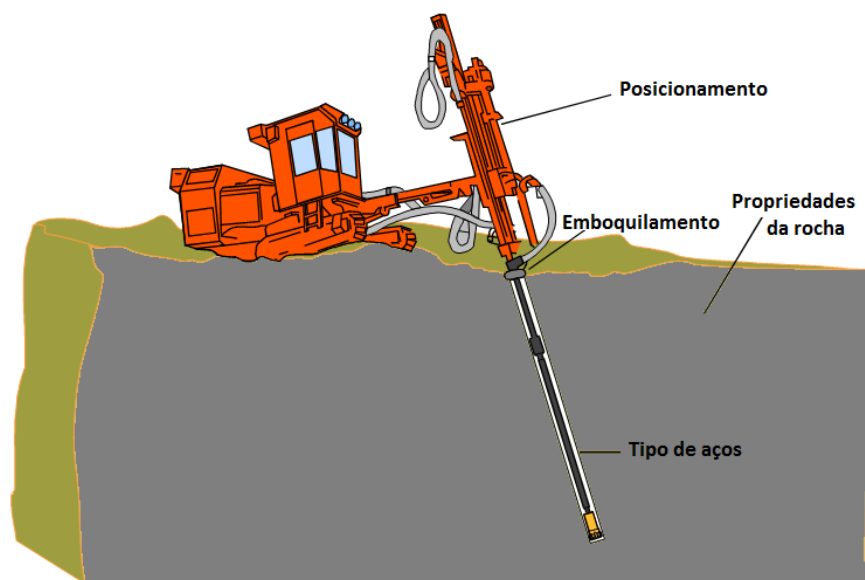


Figura 45: Parâmetros de análise rigorosa de forma a otimizar o ciclo de perfuração (Adaptado de Sandvik, 2006).

3.2.1. Deslocação

Esta actividade compreende a movimentação do equipamento para o local da pega, e posteriormente após a iniciação da actividade de perfuração, engloba todas as deslocações entre furos.

3.2.2. Posicionamento

Tempo que o operador leva a colocar o equipamento de perfuração alinhado com o local do furo a realizar. Nesta etapa, o operador tem que ser bastante cauteloso de forma a dar a inclinação correcta ao furo, tendo em conta a coluna de perfuração e o local a furar (Figura 46). Esta operação deverá englobar ainda a preparação dos locais de emboquilhamento dos furos, minimizando as irregularidades superficiais e retirando a rocha já desagregada. Estes cuidados adquirem maior importância quanto maior a escala geométrica da perfuração.

É da responsabilidade do operador, assegurar que os furos são efectuados com o ângulo de posicionamento correcto e na profundidade requerida. O início, posicionamento e emboquilhamento são os factores mais importantes para a precisão dos furos.

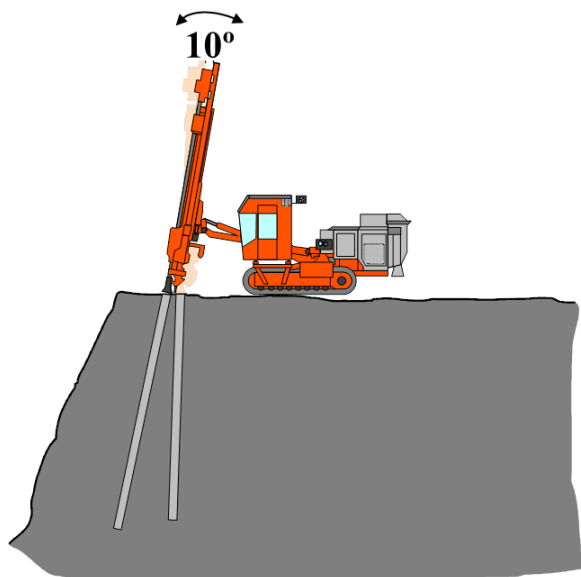


Figura 46: Colocação do ângulo de posicionamento correcto da coluna de perfuração (Sandvik, 2006).

3.2.3. Emboquilhamento

Após a limpeza geral do local de perfuração, o operador do equipamento de perfuração deverá certificar-se sempre da limpeza e estabilidade do local onde vai realizar o emboquilhamento (Figura 47). Este parâmetro é fundamental na obtenção da qualidade do furo.



Figura 47: Exemplos de emboquilhamento: (a) Bom emboquilhamento. (b) Mau emboquilhamento.

Incorrectas práticas de emboquilhamento implicam:

- ✚ Desvios de perfuração;
- ✚ Limpeza insuficiente;
- ✚ Encravamentos, podendo originar até a quebra de acessórios;
- ✚ Colapso do furo;
- ✚ Dificuldade de carregamento;
- ✚ Baixa produtividade;

3.2.4. Perfuração

Esta actividade compreende o tempo que demora a execução da perfuração propriamente dita, onde se incluem os tempos de acoplamento e remoção das varas (Figura 48). Constitui a maior percentagem do ciclo de perfuração total.



Figura 48: Perfuração de blocos, com o equipamento de perfuração *Sandvik Dx 700*.

3.2.5. Remoção das varas

Esta actividade inclui os tempos de acoplamento e remoção das varas, depois de realizado o furo. Depois de concluída esta actividade, a perfuração executada deverá ser validada, de forma a evitar deslocações posteriores ao local da perfuração, que são dispendiosas, e poderão ser inviabilizadas face à ausência de equipamento ou do início dos trabalhos de carregamento da pega.

3.3. Métodos de perfuração

A selecção do equipamento de perfuração realiza-se em função das respectivas características técnicas (velocidade de rotação, penetração, força de avanço e limpeza), económicas (custo/hora/ton), geologia local e do dimensionamento da perfuração. O seu dimensionamento deve estar completamente fundamentado nestes pontos, pois estes irão influenciar o produto final e salvaguardar a maior rentabilidade possível, tal como se pretende.

Existem dois conceitos fundamentais de perfuração para desmonte (Figura 49):

- ✚ Martelo Rotopercutivo (Martelo de superfície – *Top Hammer*, Martelo de fundo de furo – *Down the hole* ou COPROD);
- ✚ Método Rotativo (por corte e por esmagamento).

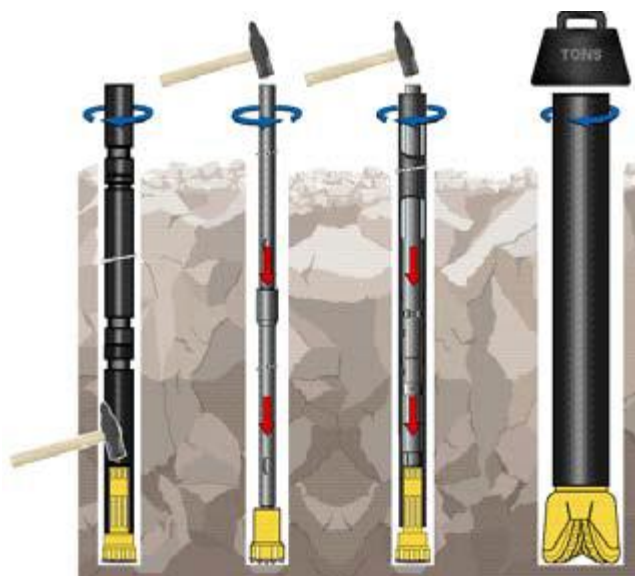


Figura 49: Técnicas de perfuração (Atlas Copco, 2013).

A Figura 50 apresenta a técnica de perfuração a ser utilizada, consoante o estado de alteração do maciço rochoso e o diâmetro de furação pretendido.

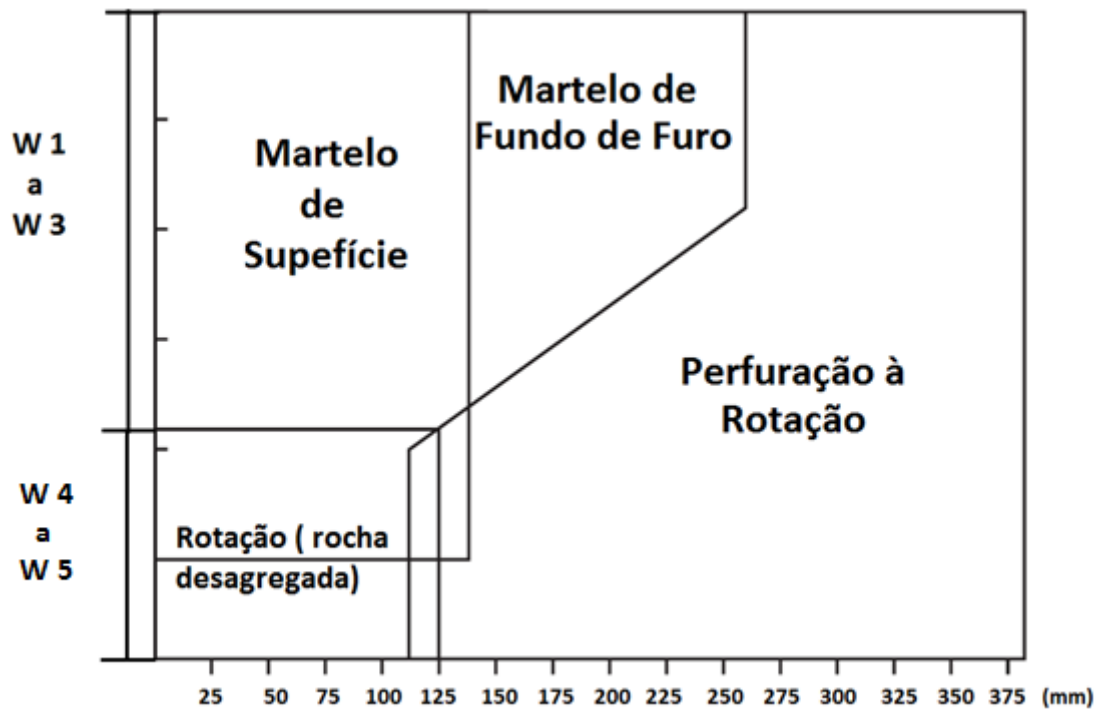


Figura 50: Selecção do método de perfuração em função da dureza da rocha e diâmetro do furo (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 2009).

3.3.1. Martelo Rotopercutivo

Como o próprio nome indica, este tipo de perfuração assenta nos dois conceitos atrás referidos: rotação e percussão.

O método de perfuração rotopercutivo tem como princípio fundamental a transmissão da energia produzida por um pistão (martelo) à rocha, provocando a perfuração e usando a rotação para que esses impactos se transmitam no furo em várias posições (Figura 51).

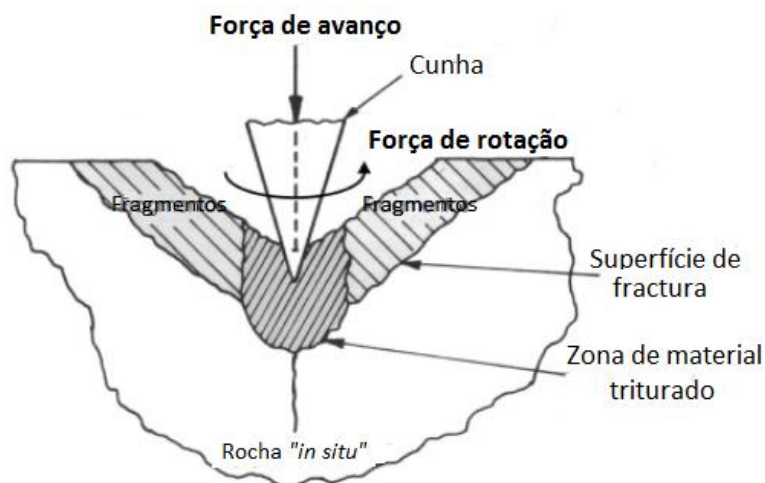


Figura 51: Perfuração rotopercutiva (Adaptado de Karanam & Misra, 1998, *In*: Silva, 2009).

Existem dois tipos de equipamento de perfuração rotopercutiva, distinguindo-se pelo posicionamento do martelo (energia) relativamente ao furo:

3.3.2. Martelo de superfície

A percussão e a rotação são desenvolvidas no martelo que se encontra no exterior do furo. A energia é transmitida através de varas (Figura 52) e outras ferramentas de perfuração ao fundo do furo. Existem martelos de accionamento pneumático e hidráulico.

A perfuração com martelo à cabeça tem uma grande aplicação até ao diâmetro de 89 mm.

A perda na transmissão da energia por acoplamento é bastante significativa neste tipo de perfuração podendo representar 4 a 6% em cada união, atingindo mesmo os 10% na primeira união. As perdas de energia podem ser muito superiores quando o acoplamento entre os acessórios não é perfeito. No entanto, a versatilidade dos equipamentos faz com que seja um dos métodos mais utilizados na perfuração de rocha, seja em trabalhos mineiros ou de construção (Manual de explosivos – AP3E, 2011).

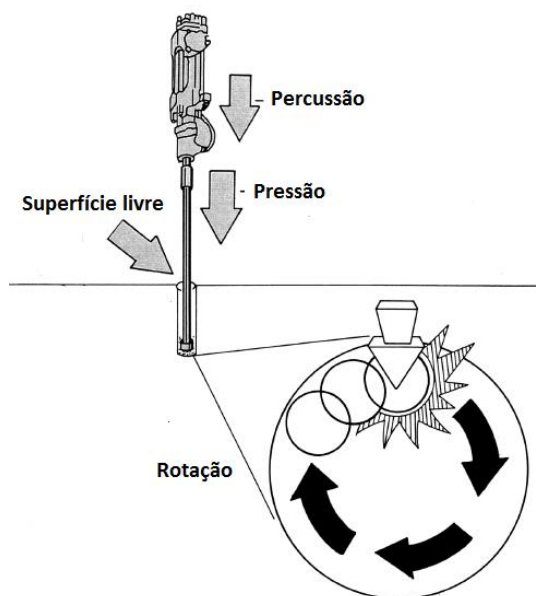


Figura 52: Princípio de perfuração do martelo de superfície (Adaptado de Sandvik – Tamrock, 2009).

Uma escolha ajustada de todas as ferramentas e das afinações correctas do equipamento oferecem um aumento da eficiência de perfuração e maior economia. A pressão de rotação (binário) deverá ser aplicada em função da força de avanço; a força de avanço influencia a resistência à rotação.

3.3.3. Martelo de fundo de furo

É um martelo só com percussão, que trabalha sempre no fundo do furo, sendo a rotação feita no exterior do furo. Martelo tradicionalmente accionado a ar comprimido, tendo aparecido muito recentemente o accionamento hidráulico. O accionamento da rotação à superfície tanto pode ser hidráulico como a ar comprimido (Figura 53).

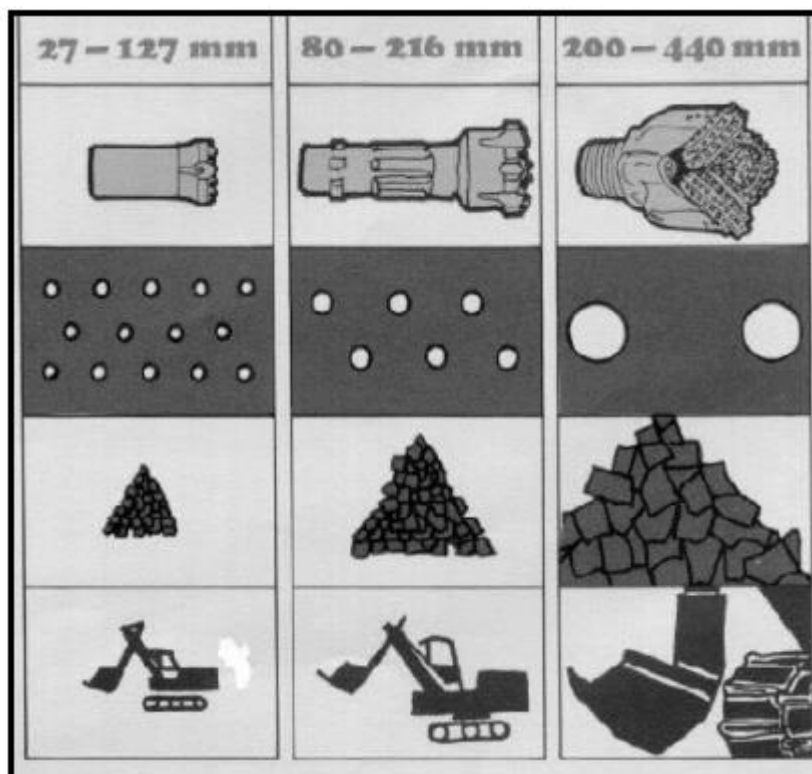


Figura 53: Influência do diâmetro de perfuração (desde TH a DTH), no n.º de furos, na fragmentação da rocha, na altura da pilha e no porte do equipamento de carregamento (Silva, 2009).

3.3.4. Sistema de perfuração COPROD

O sistema de perfuração COPROD combina a elevada velocidade de penetração da perfuração com martelo à cabeça, com a qualidade da perfuração com martelo de fundo de furo.

O sistema consiste na conjugação dos dois princípios de perfuração, com a transmissão da energia independente da rotação. Tal é conseguido com um conjunto de tubos exteriores, responsáveis pela transmissão da rotação, no interior dos quais se encontram as varas de transmissão de energia (Galiza *et al.*, 2008).

Associada a estas vantagens, é de assinalar a não existência de roscas na união das varas (esta é feita topo a topo no interior de um casquilho de bronze), o que possibilita uma transmissão

de energia praticamente sem perdas. Por seu lado, os tubos embora roscados, como não sofrem tensões da energia de impacto têm uma vida útil extremamente larga.

A combinação destes sistemas e a grande precisão que é possível obter na perfuração, permite retirar as seguintes vantagens especialmente em formações rochosas difíceis:

- ✚ Menores desvios de perfuração e consequente correcção do plano de tiro;
- ✚ Maior rendimento de perfuração horária, em especial nas formações rochosas difíceis;
- ✚ Bancadas mais niveladas;
- ✚ Redução das vibrações e risco de projecções.

O Quadro 19 apresenta os diferentes métodos de perfuração em função do diâmetro de furo pretendido.

Quadro 19: Campo de aplicação dos diferentes métodos (Adaptado de Galiza *et al.*, 2008).

Martelo	Diâmetro de furação
Superfície	20-125
Fundo de furo	75-250
COPROD	105-165

3.4. Acessórios de perfuração

Os acessórios de perfuração são os responsáveis pela transmissão da energia disponível, proveniente do martelo de perfuração até à rocha, provocando a respectiva fragmentação e por consequência a sua perfuração. A optimização e o bom desempenho desta actividade, passa necessariamente pelo desempenho dos acessórios de perfuração e, desta forma, a interacção do equipamento com o maciço rochoso requer uma escolha e utilização adequadas (Galiza *et al.*, 2008).

A gama de acessórios de perfuração utilizados na perfuração com martelo de superfície é constituída pelos seguintes elementos (Figura 54):

- ✚ Encabadouros;
- ✚ Uniões;
- ✚ Varas;
- ✚ Bits.

Segundo a Sandvik (2006), a nível de custos, a coluna pode ser percentualmente distribuída da forma apresentada na Figura 54.

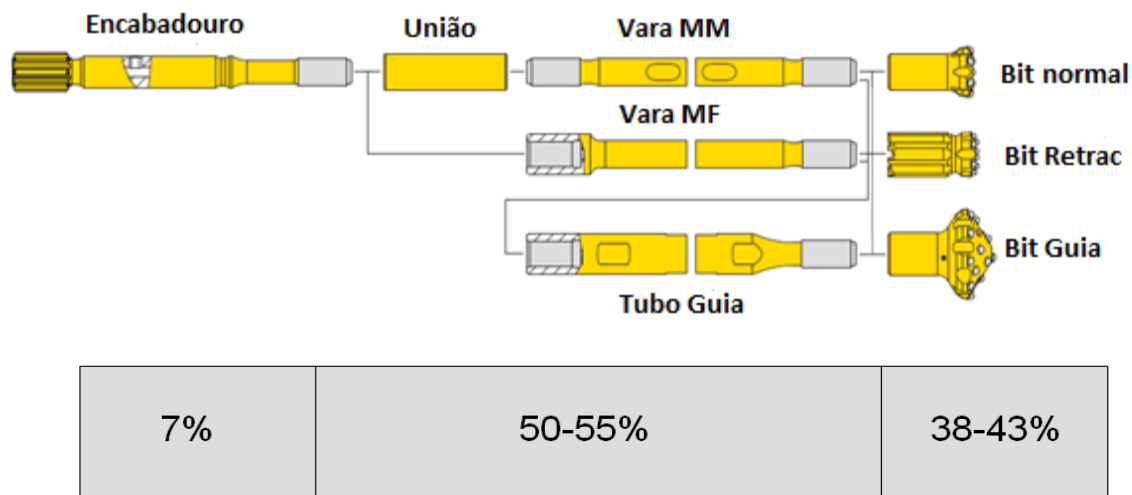


Figura 54: Aços de perfuração para desmonte em bancada com uma proposta de percentagem de custos dos acessórios (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

Um correcto dimensionamento dos acessórios é imprescindível para se obter sucesso na operação de perfuração e consequentemente, nas operações a jusante. Esses dimensionamentos transpõem-se nas seguintes propriedades do aço:

- ✚ Escolha do tipo de aço e do tratamento térmico;
- ✚ Resistência à fadiga;
- ✚ Resistência à flexão;
- ✚ Características de limpeza;
- ✚ Características de desgaste;
- ✚ Design;
- ✚ Precisão de fabrico.

A escolha dos aços de perfuração acarreta os seguintes benefícios (Sandvik, 2006):

- ✚ Aumenta a velocidade de penetração;
- ✚ Maior vida útil;
- ✚ Desgaste uniforme;
- ✚ Quebras mínimas;
- ✚ Diminuição dos desvios;
- ✚ Boa qualidade do furo;
- ✚ Maior facilidade de ligação;
- ✚ Diminuição do desgaste do martelo e da máquina;
- ✚ Diminuição da manutenção.

Através desta otimização irão gerar-se, menores custos de ferramenta, menores custos de manutenção, maior produtividade e possibilidade de automação.

Como estes acessórios estão sujeitos a grandes pressões e tensões, têm um tratamento especial nas superfícies para resistir a flexões, impactos e fadigas, sendo as roscas e adaptadores tratados para resistirem ao desgaste (Galiza *et al.*, 2008). Deste modo, os principais diâmetros de perfuração em bancada com o martelo de superfície variam de 51 - 127 mm, o que significa que as ferramentas de perfuração também variam consideravelmente em tamanho para se conseguir uma perfuração ideal (Figura 55). Os principais tipos de rosca são R32, T38, T45 e T51.

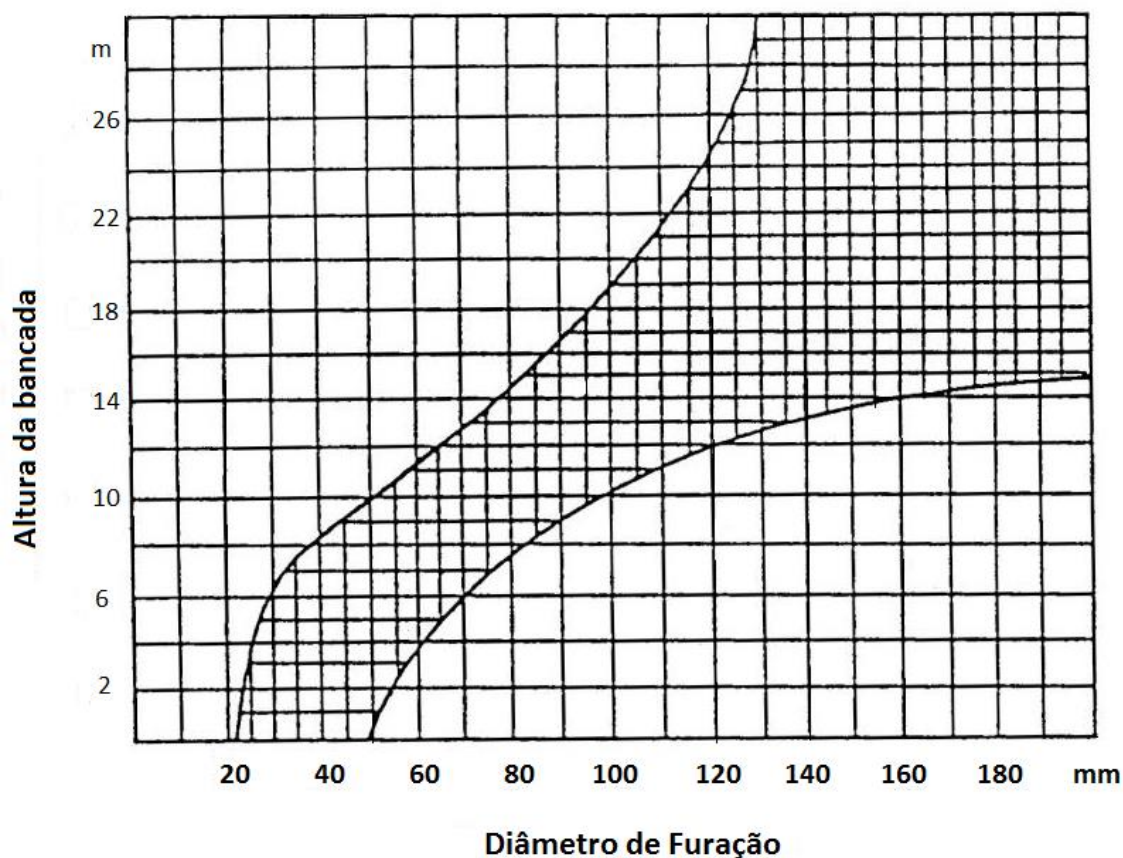


Figura 55: Relação entre o diâmetro do furo e a altura da bancada (Galiza *et al.*, 2008).

3.4.1. Encabadouros

Os encabadouros são responsáveis pela transmissão da energia às varas, recebendo-a directamente do pistão (Figura 56). A sua configuração é importante pois para uma boa transmissão é necessário existir uma configuração geométrica semelhante entre o pistão e o encabadouro.



Figura 56: Exemplo de um encabadouro com o novo lançamento tecnológico para aços de perfuração: T-Wiz (Atlas Copco, 2013).

3.4.2. Uniões

As uniões (Figura 57) têm a função de ligar as varas entre si, com força suficiente para assegurar que os topos se tocam, garantindo uma boa transmissão de energia. As uniões caíram quase em desuso, pois o duplo acoplamento aumenta a perda de energia e o varejamento do conjunto dos acessórios, sendo actualmente consideradas obsoletas.



Figura 57: Uniões para acoplamento das varas (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

3.4.3. Varas

A transmissão da energia (percussiva e/ou rotativa) é transmitida do encabadouro à rocha através das varas.

Estas podem ser de dois tipos:

- ✚ Varas propriamente ditas (varas *standard* ou varas guia);
- ✚ Tubos (barrenas, usadas na exploração de rochas ornamentais).

As varas são usadas exclusivamente em perfuração com martelo à cabeça. Têm normalmente secções hexagonais ou circulares (Figura 58). Para perfurações longas utilizam-se varas com roscas nos extremos o que permite a ligação entre elas. Estas varas têm sempre o mesmo diâmetro, tanto nas roscas como no corpo central.

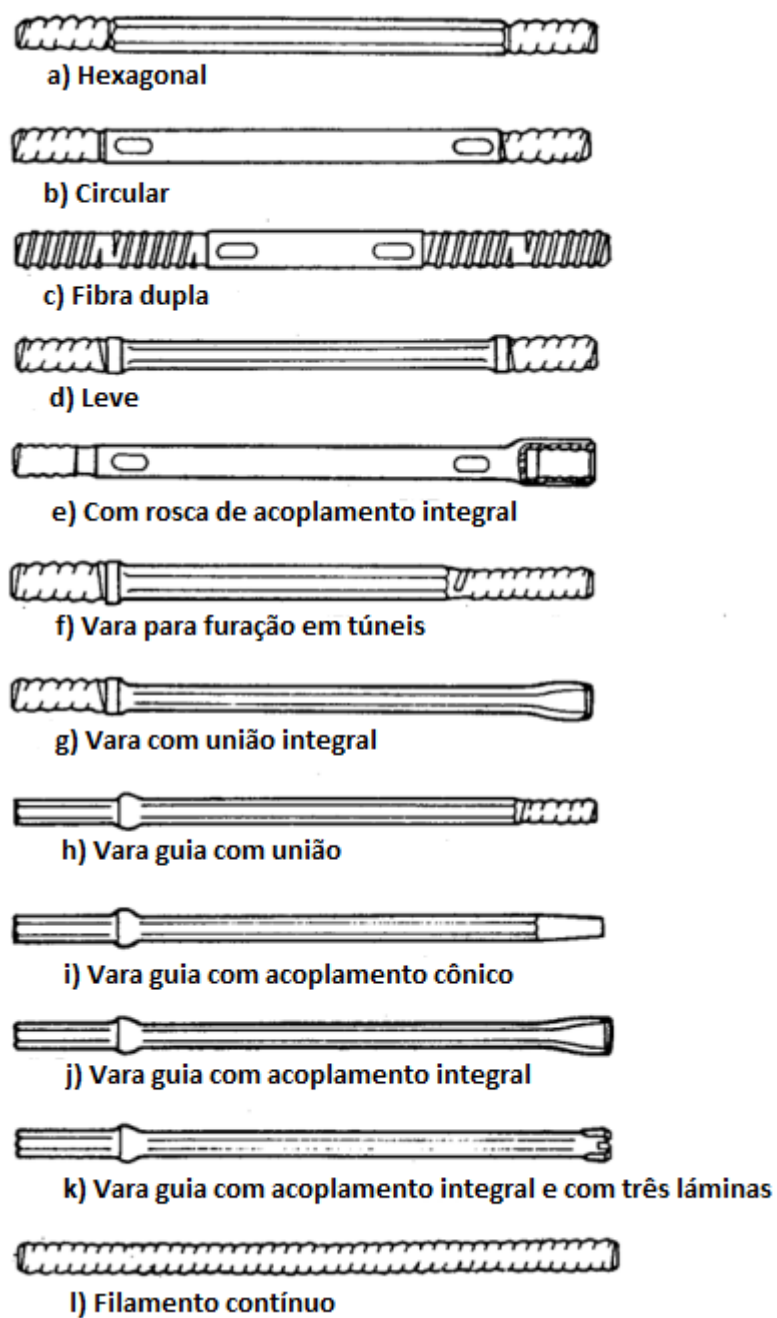


Figura 58: Tipos de varas (Adaptado de Galiza *et al.*, 2008).

Na perfuração em bancada e em equipamentos com sistema automático de mudança de varas é comum utilizar-se varas com rosca macho-fêmea (Figura 59), isto é, uma das extremidades permite a ligação directa a outra vara sem necessidade de união.

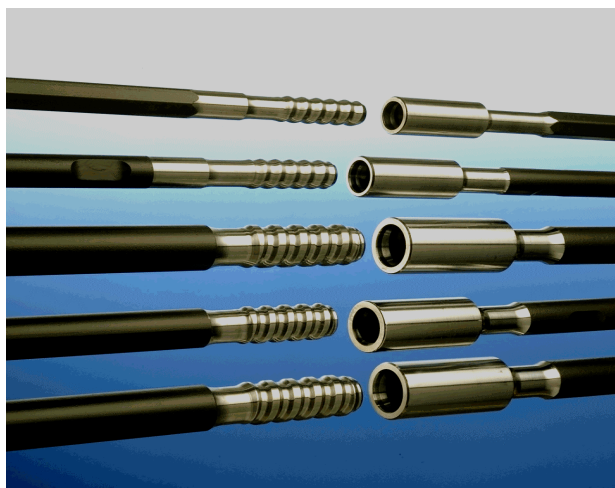


Figura 59: Varas MF (Sandvik, 2006).

As varas representam cerca de 50 a 55% do custo total da coluna de aço de perfuração (Sandvik-Tamrock, 1999).

Na execução de um furo, para atingir o comprimento desejável, será necessário haver um acoplamento entre vários destes elementos, sendo que o número dependerá da relação comprimento do furo/comprimentos das varas (Fonseca & Ramos, 2008).

Ainda segundo o mesmo autor, o desgaste destes acessórios é directamente relacionável com os metros que perfuram e, por isso, há desgastes diferenciados conforme a posição da vara na coluna de acessórios durante a realização da perfuração, que induzirá uma menor eficiência energética e consequente redução do tempo de vida útil dos acessórios.

As varas MF têm os seguintes benefícios quando comparadas com qualquer outro tipo de varas:

- ✚ Eficiente transferência de energia/rápida penetração;
- ✚ Facilidade de acoplamento/desacoplamento;
- ✚ Elevada resistência à flexão/perfuração linear;
- ✚ Menor *stock* de ferramentas, devido à inexistência de uniões.

Um mau dimensionamento deste acessório de perfuração pode pôr em causa a qualidade da perfuração (Figura 60). Desta forma, a existência de um grande espaço entre a vara e as paredes do furo irá diminuir a velocidade de penetração da coluna de perfuração devido à fraca eficácia da limpeza do material para fora do furo, o que poderá originar riscos de encravamentos, e na pior das hipóteses, perda da coluna de perfuração.

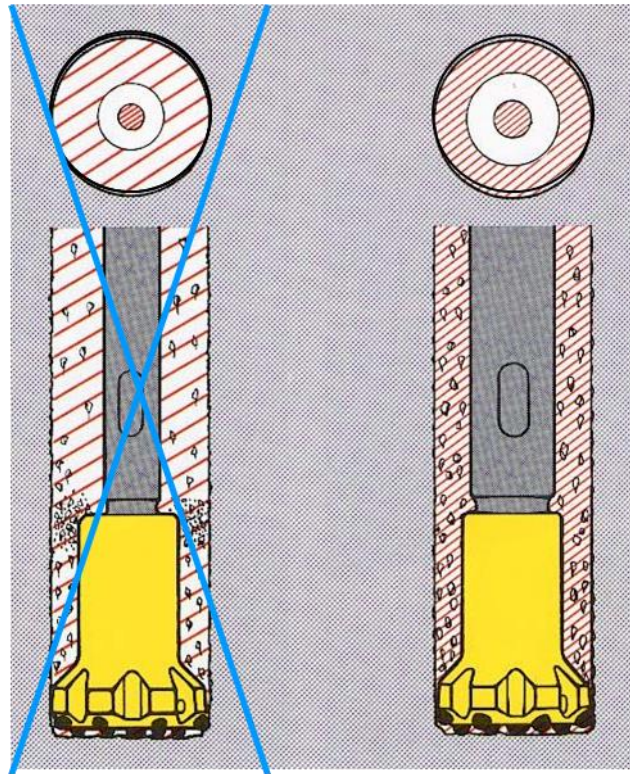


Figura 60: Incorrecto e correcto dimensionamento das varas (Sandvik, 2006).

3.4.4. Bits

O *bit* é a parte do material de perfuração que, estando em contacto com a rocha, vai promover a fragmentação desta.

Conforme o tipo de perfuração a utilizar, assim se deve adequar o tipo de *bit* a utilizar. Na perfuração rotoperkutiva os *bits* podem ser (Galiza *et al.*, 2008):

Botões:

Standard/ Normais - *Bit* aconselhável para rochas de dureza média e dura. São fáceis de afiar e normalmente têm todos os botões com o mesmo diâmetro.

Heavy duty – Utilizado em rochas duras com quartzo e pirites e em que o desgaste dos botões periféricos é geralmente grande. Normalmente os botões periféricos são de maior diâmetro que os botões frontais.

Extra heavy duty – Recomendado para rochas extremamente abrasivas. Possuem boa limpeza por terem melhor ângulo de saída e cabeça mais curta.

Drop centre – Excelentes resultados em rochas brandas e de dureza média. O desenho da frente do *bit* possibilita uma limpeza fácil com o mínimo de desgaste de aço. A forma de montagem dos botões dá excelentes resultados no alinhamento do furo.

Retrac – Usa-se em formações rochosas em que as paredes do furo têm tendência para o colapso. A configuração do *bit* e a inclusão de plaquetas de carboneto de tungsténio na parte posterior do *bit* permitem o corte da rocha durante a extracção, evitando-se encravamentos e perdas dos acessórios de perfuração.

✚ **Pastilhas:** Existem no mercado dois modelos (em cruz e em xis). Os *bits* em cruz são os de mais fácil afiação e são usados até diâmetros de 57 mm.

Os *bits* em xis são usados para diâmetros superiores. Permitem velocidades de avanço superiores às conseguidas pelos *bits* em cruz e garantem a cilindridade do furo.

Com base numa perfuração sustentável e com a maior percentagem de tipos de *bits* e botões utilizados no maciço rochoso em questão, foi possível dividir o *bit* em corpo, cabeça e tipo de botão (Figura 61).










Corpo do Bit		Cabeça do bit		Tipo de Botão	
Standard		Face plana		Esférico	
Retrac		Face côncava		Semi-balístico	
Guia		Face côncava e rebaixada		Balístico	

Figura 61: Quadro síntese das características dos *bits* de perfuração (Fonseca & Ramos, 2008).

3.5. Equipamento de Perfuração

A evolução técnica registada nos equipamentos de perfuração nas últimas décadas tem permitido um melhor desempenho tanto na qualidade como no rendimento desta operação.

Os equipamentos de perfuração analisados neste caso de estudo são (Figura 62 e Figura 63):




-  *Sandvik Dx 700;*
-  *Tamrock Ranger 700;*
-  *Atlas Copco Roc D7.*



Figura 62: Equipamentos de perfuração utilizados na pedreira de Monte Chãos, Sines.

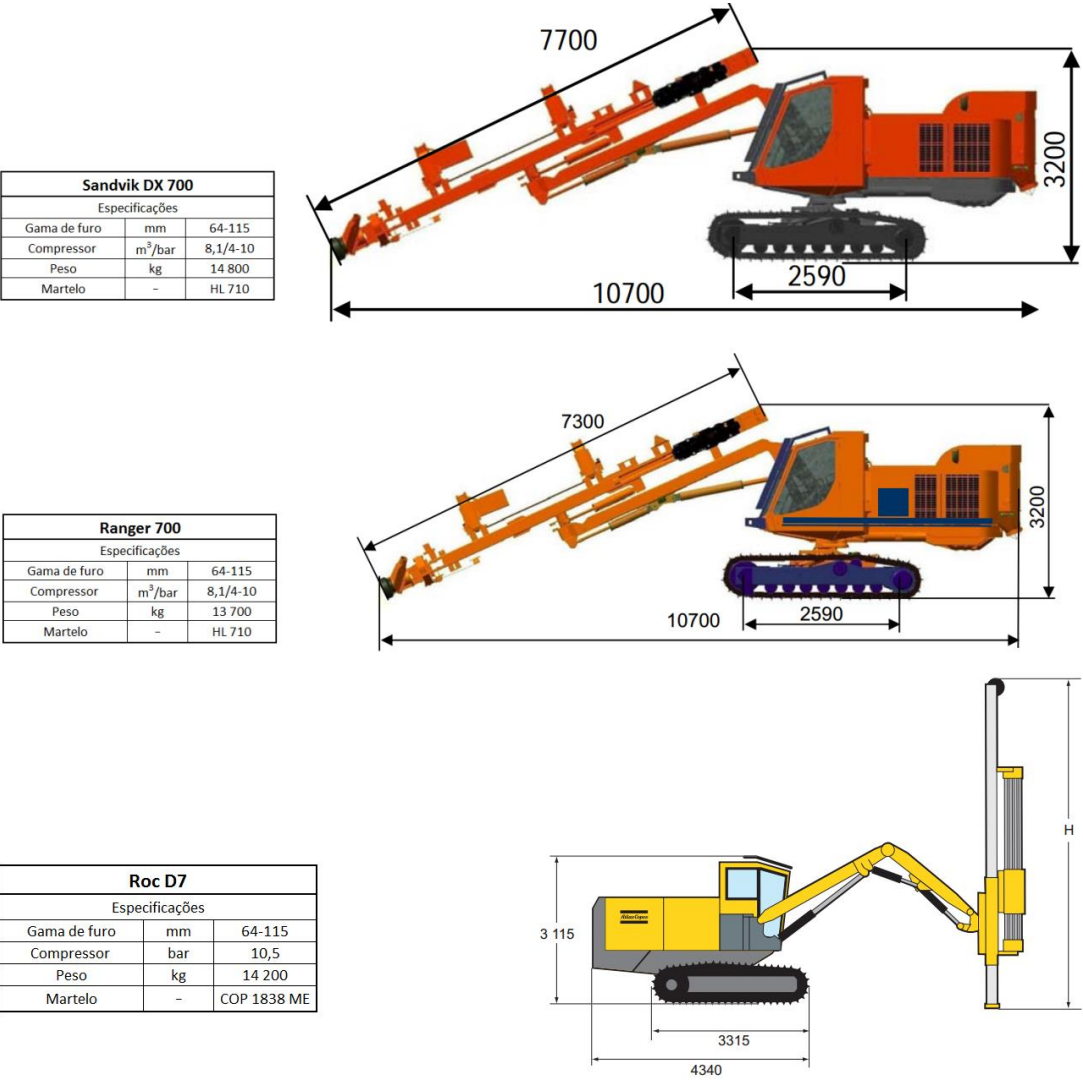


Figura 63: Especificações dos equipamentos utilizados [Adaptado Sandvik (s.d.), Atlas Copco (s.d.)].

3.6. Aspectos Humanos

O operador é, sem dúvida, um dos elementos principais para o sucesso da perfuração. A má realização desta operação pode pôr em causa o desmorte e todas as seguintes fases que constituem o ciclo de operações de uma pedreira, a segurança dos operadores, equipamentos e originar aumentos significativos nos custos finais, quer em material-rocha, quer nos equipamentos e aços de perfuração. Desta forma, todos os colaboradores que executam esta actividade devem ter constante formação e actualização dos seus conhecimentos.

A Figura 64 apresenta uma coluna de aços perdida (4 varas e 1 *bit*) e, também, a criação de repés visualizados após o desmorte, devido à falta de limpeza e regularização da bancada, o que evidencia uma má realização de tarefas por parte da equipa de carregamento/limpeza de material.



Figura 64: a) Coluna perdida na furação de uma pega de fogo; b) Carregamento de explosivo de repés causados por má limpeza da frente da bancada.

A Figura 65 apresenta uma pega de fogo empolada após um desmonte essencialmente devido à rocha ser muito alterada e fracturada, o que fez com que os gases do explosivo se escapassem todos e ocorressem perdas de energia do explosivo quando detonado.



Figura 65: Pega de fogo empolada após um desmonte.

3.7. Otimização técnico-económica dos aços de perfuração

3.7.1. Afiação de *bits*

Os benefícios alcançados com a afiação incluindo apenas o aumento da vida útil dos *bits*, permitiu um aumento representativo da vida útil dos *bits* de perfuração, diminuindo assim os custos fixos com os mesmos.

Neste estudo todos os *bits* foram afiados no equipamento semi-automático apresentado na Figura 66.



Figura 66: Máquina de afiação de *bits* (Atlas Copco, 2013).

A afiação dos *bits* deve ser efectuada nas seguintes circunstâncias:

- ✚ Sempre que a superfície de desgaste dos botões ultrapassar um terço do diâmetro do botão;
- ✚ Quando se verifica a diminuição da velocidade de penetração;
- ✚ Quando se observa a diminuição do ângulo dos botões periféricos.

As vantagens da afiação traduzem-se em:

- ✚ Aumento do tempo de vida útil do acessório;
- ✚ Maior velocidade de penetração;
- ✚ Menores desvios de perfuração.

Por tudo isto, a afiação foi um processo otimizado e controlado durante a realização deste estudo.

Os *bits* de perfuração são utilizados na operação da perfuração, sendo substituídos quando o desgaste atinge aproximadamente 1/3 do diâmetro do botão (Figura 67).

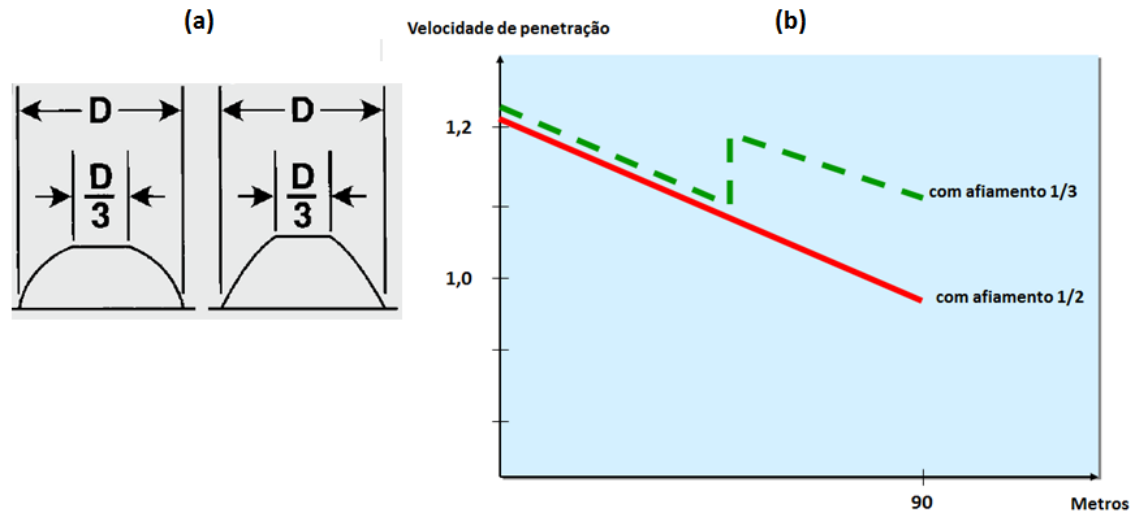


Figura 67: Avaliação do desgaste dos botões do bit de perfuração (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

Sempre que os botões de um *bit* se encontram demasiado gastos, os níveis de esforços aumentam de tal forma que começam a ocorrer danos.

Quando a rocha é muito abrasiva, produz-se facilmente o desgaste dos botões (ou da pastilha). A melhor forma de impedir o desgaste prematuro é afiar o *bit* periodicamente e manter bem controlada a velocidade de rotação. A velocidade de rotação excessiva aumenta o desgaste dos botões (Galiza *et al.*, 2008).

A Figura 68 apresenta o ponto de afiação do *bit* em função da sua eficiência e resistência à penetração.

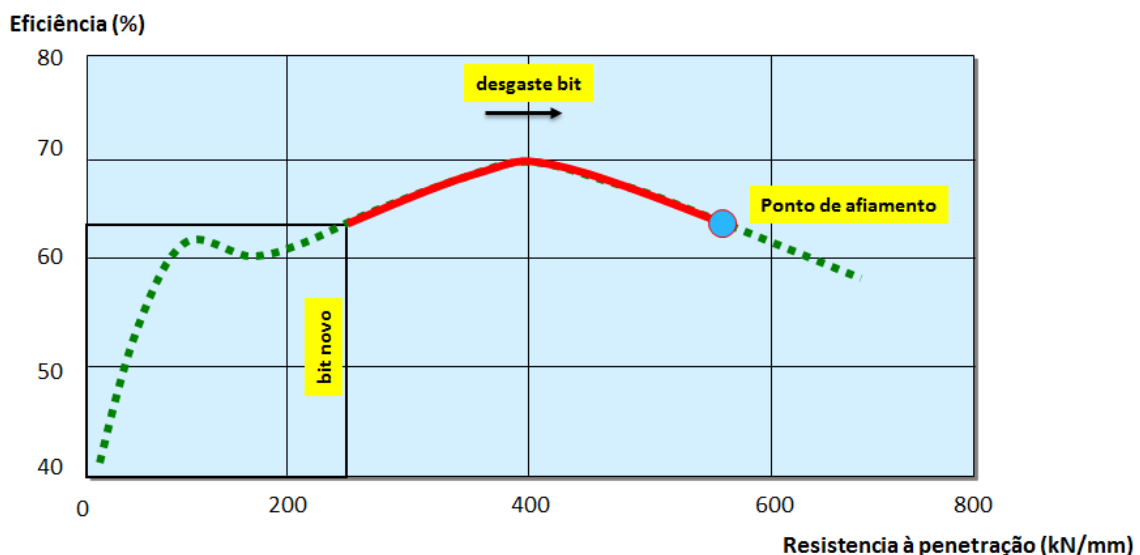


Figura 68: Eficiência do *bit* em função da sua resistência à penetração na rocha (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

Desta forma, quanto maior for a penetração do *bit* na rocha, maior será o desgaste, diminuindo a sua eficiência, aumentando-se o risco de a coluna dos aços ficar encravada no furo e fazendo com que ocorra um desgaste desadequado dos aços de perfuração (Figura 69).

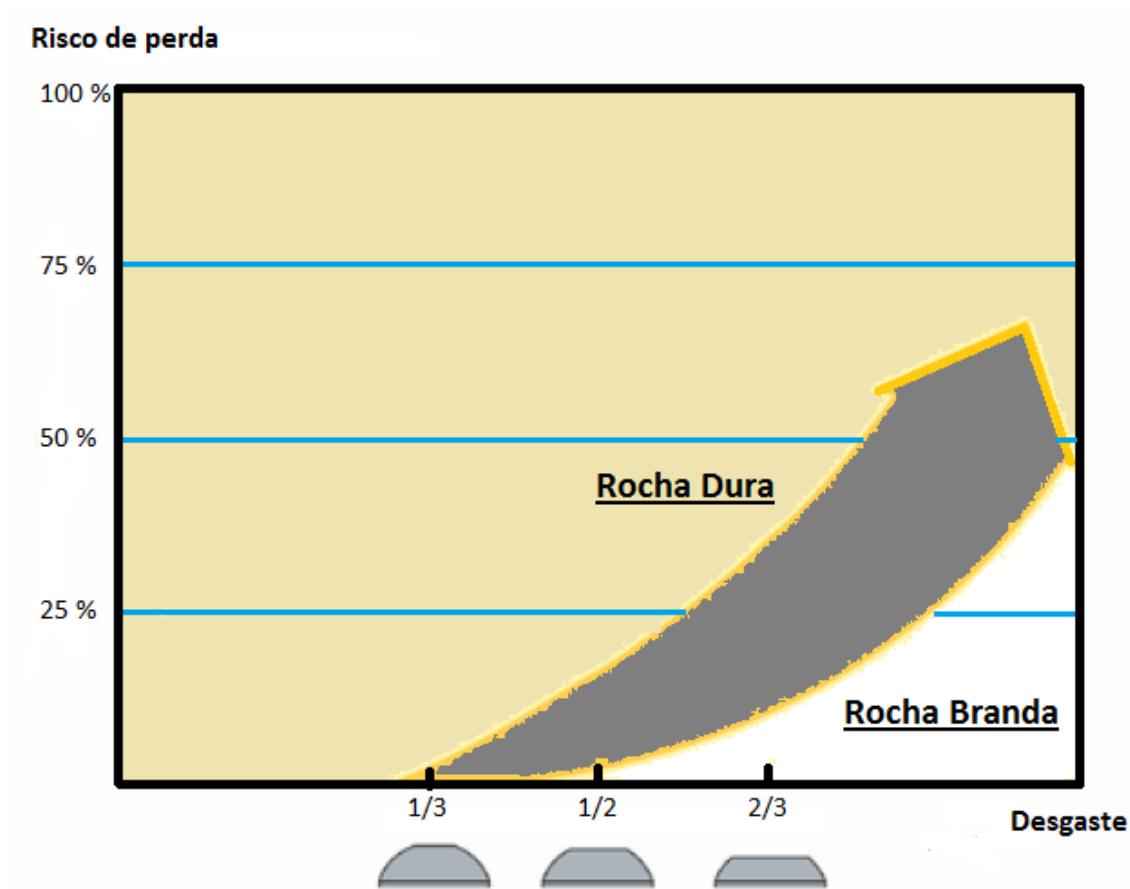


Figura 69: Risco de perda total dos botões do *bit*, quando não é controlado o desgaste dos botões (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

O custo dos acessórios representa cerca de 5 a 10% na perfuração em bancada.

A vida útil dos encabadouros, uniões, varas e *bits*, depende do número de pancadas que sofrem. Isto significa que ao aumentar a velocidade de penetração em 10%, aumenta-se a vida dos acessórios referidos em 10% (Galiza *et al.*, 2008).

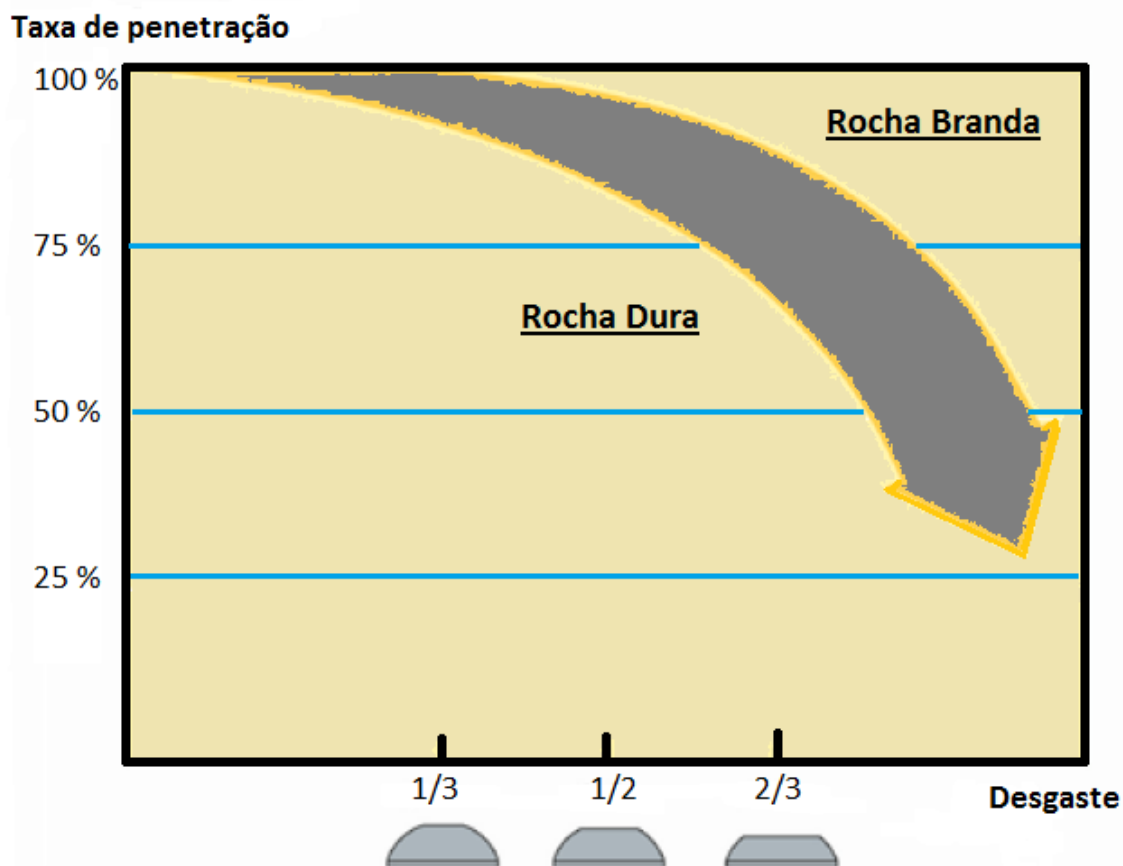


Figura 70: Aumento da velocidade de penetração com a afiação de *bits* (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

A remoção de material é também importante durante o afiamento. Deve-se manter o mesmo espaçamento entre o botão e o corpo do *bit*, tal como se fosse um *bit* novo. Isto permite a fácil remoção de poeiras durante a perfuração.

Após a sua utilização, os *bits* são recolhidos pelo operador, onde todas as características anteriormente referidas são monitorizadas e registadas. Após essa análise decide-se efectuar a afiação dos seus botões, a decapagem da matriz de aço dos furos de limpeza e da face lateral do *bit*.

A medição do botão é realizada com o auxílio da grelha da Figura 71.



Figura 71: Grelha de medição da altura do botão do *bit*.

3.7.2. Optimização da malha de perfuração na produção de enrocamento

As pegas de fogo adequadas à produção de enrocamento são pegas de fogo a céu aberto concebidas para desmontar maciços duros, densos e pouco fracturados de modo a conseguir obter as granulometrias adequadas. O desmonte a céu aberto tem como principal característica (diferenciando-se de outro tipo de explorações nomeadamente as de escavações subterrâneas) o facto de ser efectuado por bancadas. As bancadas vão ser dimensionadas consoante o produto que se quer obter, de modo a que haja o melhor plano de ataque e de fogo para uma maior rapidez nas operações, produção diária e economia. Embora não exista um limite quanto ao número de furos a executar nem quanto à altura da bancada, deve-se analisar e ponderar um valor padrão quanto à malha do desmonte de forma a minimizar os custos, contornar os constrangimentos, e aumentar assim a segurança.

O Quadro 20 refere-se às optimizações realizadas a partir de Abril, sendo iniciado o estudo a partir de Março.

Quadro 20: Quadro comparativo das optimizações realizadas na Pedreira de Monte Chãos, Sines.

Optimização		Anteriormente	Actualmente
Acessórios de perfuração	<i>Bits</i> (mm)	76	89
	Afiação de <i>bits</i>	Não	Sim
Explosivo	Carga de coluna	Magnafrac	Exam / Magnafrac / PowerPack
	Rebentamento	Linha	Quincôncio
	Relação E/V (m)	3,5/3	3,9/3,4

A escolha de uma malha de furação adequada (comprimento do furo x distância à frente x espaçamento) aumentará as hipóteses de se obter sucesso na realização do desmonte e minimização total dos custos, no ciclo de operações (Figura 72).

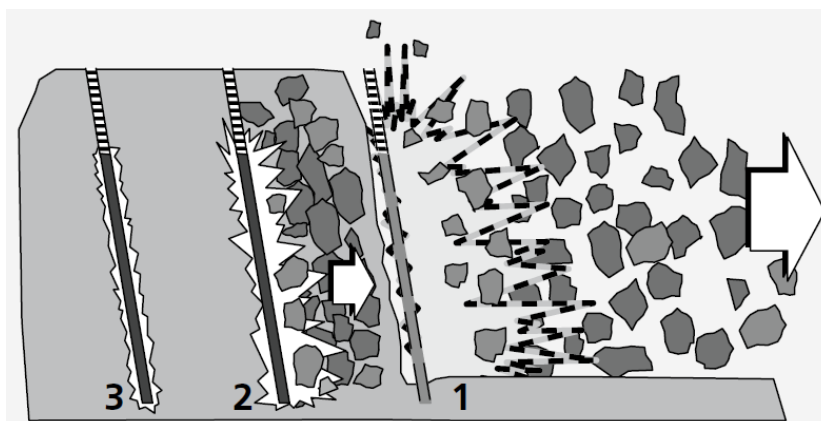


Figura 72: Pega detonada com sucesso devido a uma perfuração bem realizada e uma malha adequada (Atlas Copco, 2013).

A disposição da malha referente à pega de fogo e a distribuição das cargas explosivas no maciço rochoso são considerações importantes a determinar em função da granulometria final requerida.

De entre as malhas de rebentamento conhecidas vão-se mencionar duas: desmonte em linha e desmonte em pé de galinha. Teoricamente, o que as distingue é o método de rebentamento em função da relação E/V , no que se fundamenta que a realização da perfuração em linha se destaca pela facilidade e rapidez de execução dos furos por parte do operador devido aos poucos movimentos do equipamento de perfuração, no entanto, a realização do rebentamento em quincôncio minimiza a formação de repés, destaca melhor o melhor o material-rocha desmontado, surgindo assim uma melhor granulometria do material, diminuindo a fragmentação secundária (Figura 73).

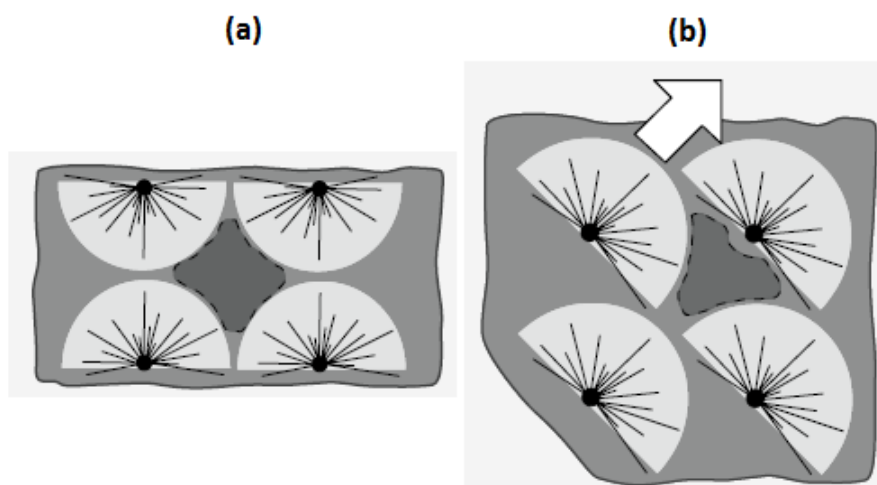










Figura 73: a) Rebentamento em linha. b) Rebentamento em quincôncio (Adaptado de Atlas Copco, 2013).

Quando o objectivo é produzir material para enrocamento, os desmontes têm que ser projectados para produzir granulometrias grosseiras. Na estrutura das obras portuárias são utilizadas diferentes gamas granulométricas para diferentes densidades de rochas, sendo estas

agrupadas em diferentes classes de peso usualmente expresso em Tf (tonelada força) ou em kN (quilo-newton).

As gamas de enrocamento menor são usualmente agrupadas na classe de enrocamento TOT. Esta classe de enrocamento (todo o tamanho) engloba normalmente as gamas de pesos inferiores as 10 kN (aproximadamente 1 Tf). Embora muitas vezes possam ser utilizadas todas as granulometrias inferiores, em certos casos granulometrias muito finas podem ter que ser excluídas da gama de enrocamento TOT devido aos problemas que podem criar nos núcleos das obras marítimas (local onde usualmente esta gama de enrocamento é utilizada), devido à sua baixa permeabilidade e à possibilidade de transporte associado ao seu baixo peso. Geralmente, as gamas de enrocamento agrupam-se nas seguintes categorias:

-  Enrocamento TOT (todo-o-tamanho) < 10 kN (≈ 1 Tf);
-  Enrocamento 10 a 20 kN ($\approx 1 - 2$ Tf);
-  Enrocamento 20 a 40 kN ($\approx 2 - 4$ Tf);
-  Enrocamento 40 a 60 kN ($\approx 4 - 6$ Tf);
-  Enrocamento 60 a 90 kN ($\approx 6 - 9$ Tf);
-  Enrocamento 90 a 120 kN ($\approx 9 - 12$ Tf);
-  Enrocamento 120 a 150 kN ($\approx 12 - 15$ Tf);
-  Enrocamento > 150 kN (≈ 15 Tf).

No entanto, poderão ser formados novos grupos de peso de enrocamentos (se for necessário), e até ser criada uma classe de enrocamento de peso inferior a 10 kN remetendo a gama de enrocamento TOT para valores de peso mais baixos.

Os finos que nem como TOT possam ser utilizados são considerados como subprodutos. No entanto, os finos podem servir como outros produtos, nomeadamente na maioria das pedreiras que não têm como única função a produção de enrocamento, podendo deste modo evitar-se, em muitos casos, a utilização de britadores, visto que os finos já estão nas granulometrias desejadas e os elementos grosseiros são utilizados como TOT e enrocamento de maior dimensão (Figura 74).



Figura 74: Granulometria final após um desmonte com a finalidade de enrocamento.

Para a obra em questão os produtos requeridos são (Figura 75):

- ✚ TOT: Construção do núcleo da plataforma a ampliar;
- ✚ Enrocamento 100 a 200 kg: Protecção do núcleo da plataforma;
- ✚ Enrocamento 1 a 2 Tf: Protecção marginal da plataforma.

Os operadores dos equipamentos de carga devem ter formação constante de forma a seleccionar o produto necessário obtido do desmonte com explosivos, requerido pela obra.

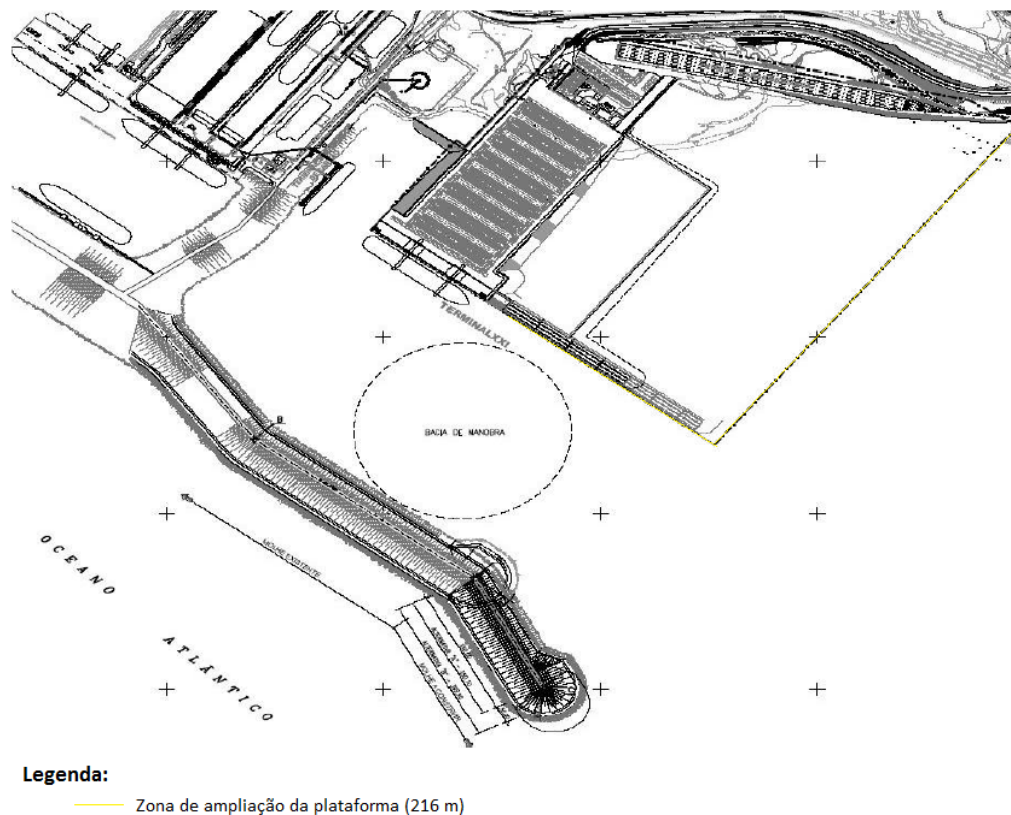


Figura 75: 2.ª Fase de ampliação do terminal XXI de Sines, prolongamento de 216 m (PROMAN, 2013).

3.8. Desvios de furação

Muitas vezes, durante a perfuração ocorrem desvios da furação devidos a diversos factores, entre eles, o uso inadequado dos equipamentos e as condicionantes geológicas do terreno, reflectidas especialmente por materiais de diferentes durezas ou outras circunstâncias como presença de fracturas, zonas de cisalhamento e diferentes estratos. Esses desvios podem gerar problemas, posteriormente, durante a detonação dos explosivos no desmonte, podendo provocar excesso de vibrações no terreno e projecções que podem ser críticas para a segurança dos operadores, dos equipamentos e para a vizinhança da pedreira.

Os principais erros e desvios que podem ocorrer durante a perfuração compreendem (Kerber *et al.*, 2007): o desvio do furo para a frente ou para trás da face da bancada, os desvios laterais, o desvio na inclinação ou azimuth do furo, o comprimento errado do furo e as perdas do furo (Figura 76).

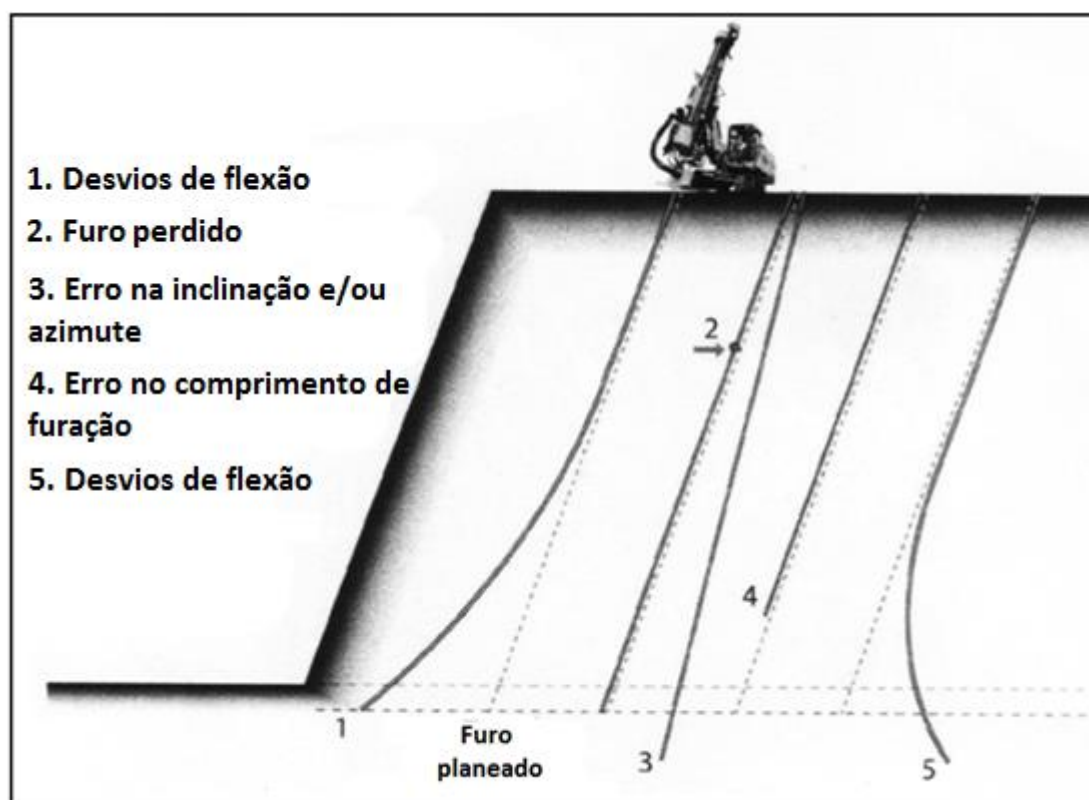







Figura 76: Principais erros que ocorrem durante o desenvolvimento das operações de perfuração (Adaptado de Sandvik, 2006).

Os desvios da furação que ocorrem para a frente livre da bancada podem diminuir sensivelmente a distância à frente prática projectada, o que pode acarretar projecções pela parte frontal da bancada. Ocorrendo o desvio para trás da face da bancada, a tendência é de se aumentar a distância à frente prática, criando áreas que não estarão sob o efeito da energia

dos explosivos daqueles furos, podendo ocasionar a formação de saliências rochosas no pé da bancada (repés), fragmentação inadequada e excesso de vibrações no terreno. Os desvios laterais modificam a relação de espaçamento estipulado, ocasionando problemas na fragmentação do material. Erros na inclinação ou azimute do furo podem levar a uma perfuração inadequada do comprimento de um furo e modificar as relações de distância à frente no plano de fogo. Quando ocorre um aumento da subfuração, a tendência é gerar uma maior vibração no terreno devido ao confinamento dos explosivos. Pelo contrário, caso o furo não atinja a profundidade planeada, poderão surgir repés na frente de trabalho.

Tipos de desvios de furação

Desvio associado a erros de execução da perfuração e/ou erros motivados pelas condicionantes da própria bancada (regularidade e limpeza da bancada):

-  Posicionamento;
-  Emboquilhamento;
-  Direcção;
-  Inclinação;
-  Comprimento/Cota.

O Quadro 21 descreve os cinco tipos de erros mais comuns de perfuração, as suas possíveis causas e eventuais medidas de correcção ou de minimização.

Quadro 21: Erro de perfuração (Adaptado de Ramos, 2008).

Erro	Descrição	Causas	Medidas Correctivas
Posicionamento	É considerado o primeiro tipo de erro possível de se cometer na execução do furo. Consiste em não iniciar o furo no ponto previamente marcado.	Utilização de técnicas de marcação pouco eficazes, como a utilização de conjuntos de pedras encasteladas para a marcação dos furos, não sendo aconselhável a sua utilização devido a possíveis deslocamentos, devido à movimentação do carro de perfuração.	Utilização de <i>spray</i> para a marcação dos furos, no próprio maciço. Caso o estado da bancada não o permita deve-se fazer uma marca numa pedra o mais achatada possível de forma a não se deslocar com a movimentação do carro de perfuração.
		A marcação da pega não respeita os parâmetros geométricos definidos (espaçamento (E) e a distância à frente (V)).	Utilização de ferramentas de auxílio como por exemplo uma corda para o alinhamento das fiadas e uma fita para a marcação das distâncias. Implementação dos furos com sistema GPS.

Emboquilhamento	<p>O emboquilhamento é a zona entre a boca do furo e um comprimento de 1 a 2 m de vara introduzida no maciço (dependendo do estado da bancada), ao qual pode estar associado um erro relacionado com as condicionantes da mesma, como é o caso da regularidade e/ou do material solto na superfície.</p>	<p>Bancadas irregulares com zonas de difícil estabilização do carro de perfuração e coluna. Bancadas com elevada altura de material deixado nas bancadas para a tornar mais regular.</p>	<p>Limpar a bancada de forma a não ter material partido e /ou solto na sua superfície. Evitar os excessos ou défices de sub-furação.</p>
Direcção	<p>A direcção do furo não está de acordo com o ângulo previamente definido.</p>	<p>Estes tipos de erros estão directamente ligados com os dispositivos de controlo e monitorização que o equipamento de perfuração dispõe.</p>	<p>Nos equipamentos mais recentes deve-se avaliar os instrumentos de controlo e monitorização, verificando que tipos de dispositivos comportam, que parâmetros controlam e com que finalidades o fazem. Nos equipamentos mais antigos deve-se ter bastante rigor no posicionamento do carro e da coluna, de forma a minimizar ao máximo os erros de direcção e inclinação.</p>
Inclinação	<p>A inclinação do furo não está de acordo com o ângulo previamente definido.</p>		
Comprimento/Cota	<p>O comprimento do furo e/ou a cota atingida pelo furo não está de acordo com o previamente definido.</p>	<p>Este tipo de erro está directamente ligado com os dispositivos de controlo e monitorização que o equipamento de perfuração dispõe, assim como podem ser gerados pela influência de desvios de perfuração e/ou outros erros como a direcção e/ou inclinação.</p>	<p>Este erro deixa de existir caso o equipamento de perfuração possua um sistema de controlo de cotas. Caso o equipamento possua dispositivo de controlo de comprimento do furo, deve-se ter em consideração o relevo da superfície da bancada para definir com rigor o comprimento com que cada furo deve ser executado. Nestes casos, a utilização de uma corda esticada e nivelada poderá facilitar a definição do comprimento de cada furo.</p>

Na generalidade, tendo em conta uma perfuração cuidadosa, os desvios estão associados às anisotropias do próprio maciço rochoso e às suas características geológicas, geotécnicas e geomecânicas. Sendo assim, estes podem ser classificados como desvios:

- ✚ Flexão – Desvio progressivo mas constante ao longo do furo;
- ✚ Pontual – Desvios pontuais da trajectória do furo inerentes às anisotropias do maciço rochoso.

A Figura 77 revela desvios de flexão verificados após o desmonte da bancada, na pedreira de Ourique (Mota-Engil), onde estes são constantes ao longo da bancada.



Figura 77: Desvios de flexão visíveis na frente do talude rochoso, Pedreira de Ourique (Mota-Engil).

O dimensionamento correcto das ferramentas de desgaste é preponderante para a minimização dos desvios de furação. A escolha do tipo e do diâmetro do *bit* irá ter influência directa nos desvios. Deve-se ter em consideração também o operador, pois uma perfuração menos cuidadosa pode colocar em causa a qualidade do desmonte e todas as outras operações a jusante.

A Figura 78 demonstra a percentagem de desvios expectáveis para uma bancada de 15 m de altura.

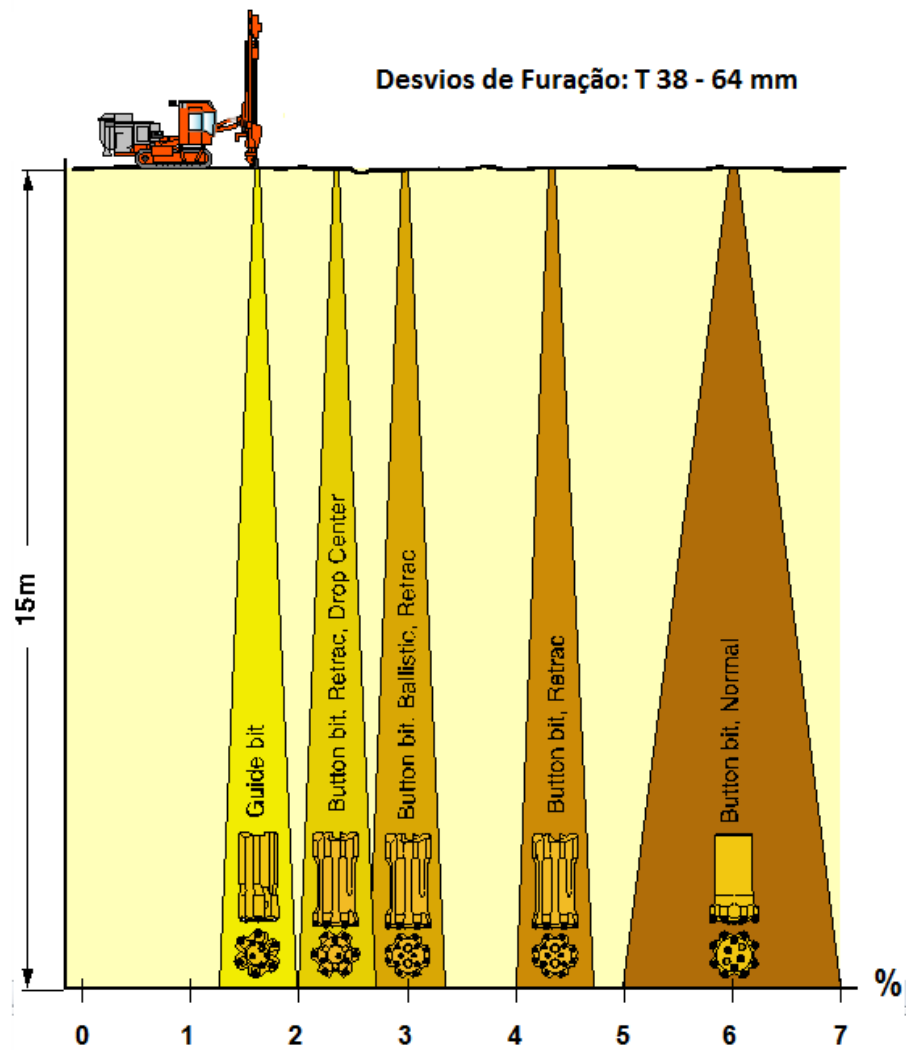


Figura 78: Percentagem de desvios do furo em função do tipo de *bit* utilizado (Adaptado de Sandvik, 2006).

A grande influência dos *bits retrac* para os *bits* normais prende-se pela melhor limpeza do furo e estabilização das paredes do furo em maciços rochosos menos competentes, logo menores encravamentos e menores perdas de colunas de perfuração. No entanto, a opção do uso dos *bits retrac* em detrimento dos *bits* normais são desvantajosas no preço unitário inicial e espera-se menores rendimentos industriais. Contudo, se o maciço for bastante fracturado e se obtiver uma boa qualidade de furação, a escolha deve recair nos *bits retrac*.

Capítulo IV



Pedreira de Monte Chãos, Sines

4. Pedreira de Monte Chãos

- 4.1. Considerações gerais
- 4.2. Enquadramento da Pedreira
- 4.3. Descrição dos materiais e métodos
- 4.4. Pedreira de Monte Chãos
- 4.5. Parâmetros geológico-geotécnicos
- 4.6. Caracterização Geomecânica
- 4.7. Optimização do ciclo de perfuração

4. Pedreira de Monte Chãos

4.1. Considerações gerais

A pedreira fica localizada na proximidade do Porto de Sines e é constituída por um complexo de gabro-diorítico (Figura 79). A pedreira foi utilizada para extracção da quase totalidade dos materiais que constituem os actuais aterros das plataformas de armazenamento de contentores do Terminal XXI, bem como dos mantos de enrocamento das protecções marginais e do molhe.



Figura 79: Localização geográfica da pedreira e da obra portuária (Adaptado de Google Earth).

O objectivo de estudo desta pedreira prende-se essencialmente com a análise da operação de perfuração em bancada, tendo como fim optimizar o desmonte de rocha e os custos associados, assim como verificar a viabilidade técnico-económica.

O pretendido é produzir um TOT (todos os tamanhos) através do desmonte de rocha e assim suceder-se à operação final, carga e transporte, sendo o material transportado para o porto de Sines, e desta forma dar continuidade à expansão do terminal de contentores do referido porto.

A pedreira é constituída essencialmente, por dioritos. Pontualmente, ocorrem estruturas filonianas, constituídas por quartzo.

Sob o ponto de vista geotécnico, a pedra é bastante heterogénea quer ao nível do grau de alteração, como de fracturação. Isto deve-se a ter sido explorada uma parte superficial do maciço remanescente. Quanto à fracturação, o maciço está bastante fracturado, o que se irá verificar em 4.5., no estudo da compartimentação do maciço rochoso.






O maciço rochoso em estudo faz parte de uma faixa de gabro-dioritos relacionados com a orogenia Varisca (ou Hercínica). Do ponto de vista geológico, esta insere-se na Zona Sul Portuguesa (ZSP) do Maciço Ibérico (Ribeiro et al., 2007).

4.2. Enquadramento do caso de estudo

4.2.1. Enquadramento geral

A área de jurisdição do Porto de Sines (Figura 80) abrange 657 hectares de terreno e 1,5 hectares de área marítima.

Em termos de “disposição”, a área portuária compreende:

-  Uma bacia na zona Oeste do Porto onde se localizam os Terminais de Granéis Líquidos e Petroquímicos;
-  Uma pedra de fornecimento de inertes para obras adjudicadas à área portuária;
-  Um porto de Pesca e um porto de Recreio;
-  Um porto de serviços;
-  Duas bacias na zona Leste do Porto. Numa delas encontram-se os Terminais de GNL (Gás Natural Liquefeito) e Multiusos (Granéis Sólidos, Carga Geral e Ro-Ro), enquanto que na outra se localiza o Terminal de Contentores XXI.

O Porto de Sines não sofre qualquer constrangimento urbano e beneficia de amplas áreas de expansão, não só para o desenvolvimento de novas infra-estruturas portuárias, como também no que diz respeito a terrenos afectos a uso logístico e indústria. O Porto de Sines é caracterizado como um porto de águas profundas (aproximadamente 17 m de profundidade).

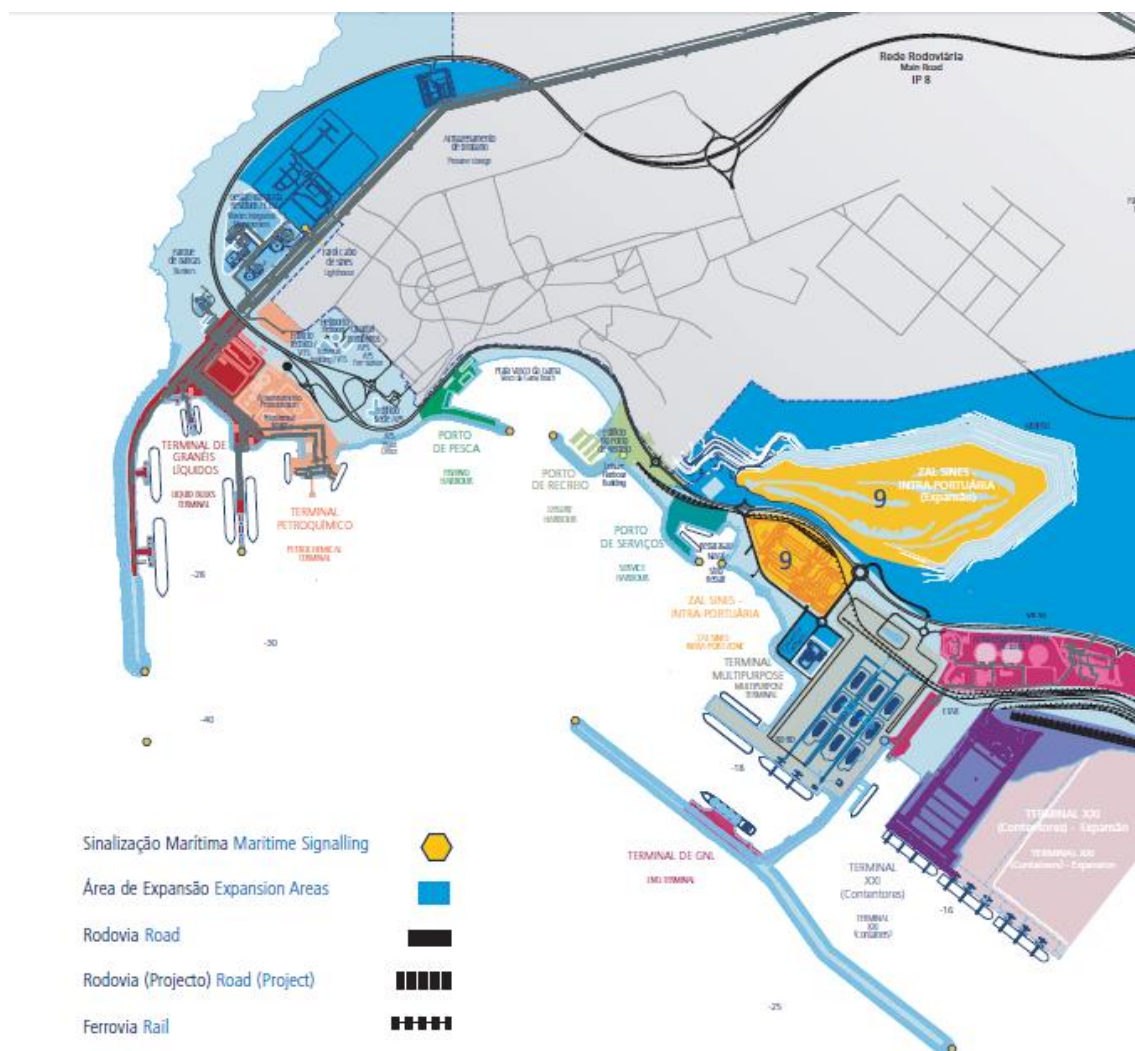


Figura 80: Disposição da área de Jurisdição da Administração do Porto de Sines (APS, 2003).

Todo o enrocamento a ser aplicado na empreitada tem proveniência da pedra de Monte Chãos, localizada nas imediações do estaleiro, em terreno afecto à APS, SA. A exploração da pedra está a cargo da Mota-Engil Agregados, fazendo parte da obra portuária, “2ª fase de ampliação do terminal XXI de contentores”.

O enrocamento é transportado via terrestre e depositado na plataforma com o auxílio de uma grua, equipada com uma caçamba (Figura 81).



Figura 81: Deposição de enrocamento com auxílio de grua.

4.2.2. Enquadramento Geográfico

A pedreira de Monte Chãos localiza-se no concelho e freguesia de Sines, distrito de Setúbal, na sub-região do Alentejo litoral (Figura 82). Situa-se a cerca de 500 metros para Sudeste dos limites da cidade de Sines, na vertente Sudoeste do relevo de Monte Chãos. No anexo I, apresenta-se o levantamento topográfico da pedreira.

O acesso à pedreira é feito a Norte através do itinerário principal nº8 (IP8), que liga à via rápida R 53. A Sul, o acesso é feito pelo itinerário complementar nº 4 (IC4), que liga à R 53.

As cartas topográficas utilizadas foram nº 515-A (Sines), nº 516 (Santiago do Cacém) e a nº 526 (Sonega – Santiago do Cacém) dos serviços cartográficos do exército, à escala 1/25 000.

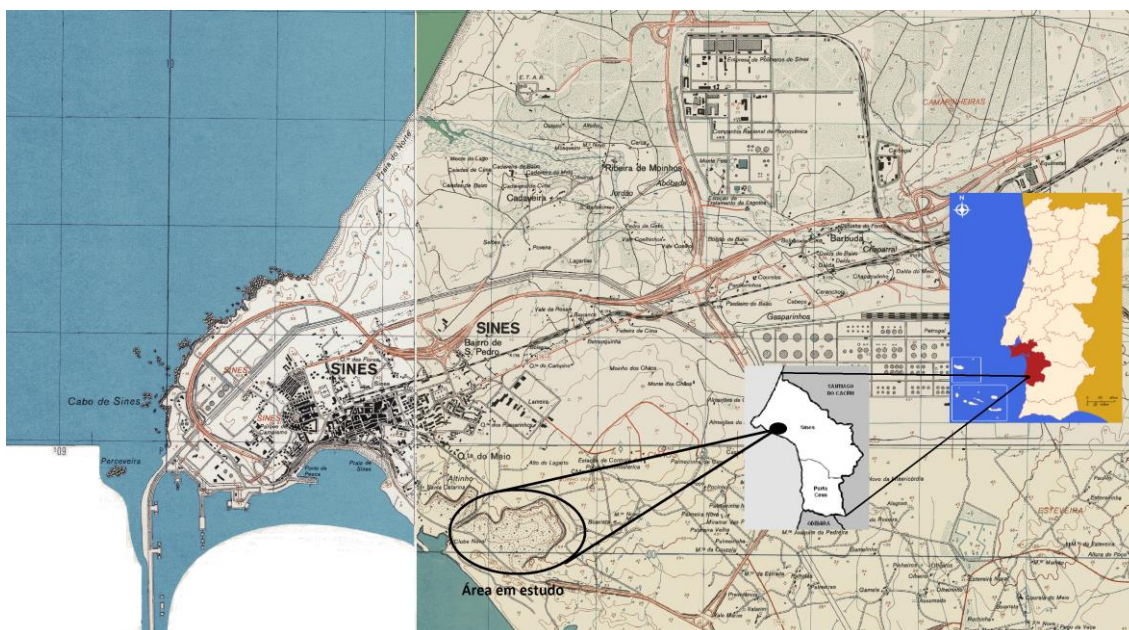


Figura 82: Localização geográfica da área de estudo, Pedreira de Monte Chãos, Sines (Adaptado de IGEOE, 2009).

A área em estudo insere-se na faixa costeira num sistema hidrográfico constituído por pequenas ribeiras que drenam directamente para o Oceano Atlântico. A área de intervenção do Projecto não tem interferência nas linhas de água, situando-se a linha de água relevante mais próxima, a ribeira da Junqueira, a cerca de 4 km a Sul da área de implantação do Projecto. A área da pedreira é limitada, a Norte e Nordeste, pela via rápida R 53 e pela linha ferroviária de serviço portuário e, a Oeste e Sudoeste, pela estrada de acesso a este terminal.

4.2.3. Enquadramento Geológico

As formações geológicas presentes na zona envolvente da área de implantação do projecto correspondem a gabros, dioritos e corneanas, pertencentes ao Maciço Eruptivo de Sines (Figura 83).

Com base na Carta Geológica de Portugal à escala 1:50.000, (folha 42-C Santiago do Cacém), foi efectuado um reconhecimento de superfície.

No concelho de Sines são detectados essencialmente três conjuntos geológicos diferenciados:

- ✚ A orla oriental (serra), de fundos dos vales talhados pelas ribeiras a Sul da cidade de Sines e as falésias da mesma área, onde afloram formações paleozóicas, do Carbónio Marinho ou do Complexo vulcânico-silicioso do Cercal;
- ✚ O maciço eruptivo de Sines, mesozóico, e a orla termometamórfica que o acompanha, cujos afloramentos se estendem, de ocidente para oriente, desde o Cabo de Sines até, praticamente, ao limite do concelho, dominados pelo maciço do Monte Chãos;
- ✚ A plataforma cenozóica, constituindo a planície litoral, formada na maior parte por depósitos flúvio-marinhos, com predomínio para as formações areno-silto-argilosas do complexo plio-pliostocénico, bastante mais espesso a Norte do que a Sul do maciço de Sines. Estas são localmente cobertas por areias de duna e de praia, terraços e praias levantadas do Plistocénico e Holocénico.

As condições geológico-geotécnicas interessadas no local de implantação do cais do Terminal XXI são caracterizadas pela ocorrência de terrenos xistosos localmente introduzidos por corpos filonianos e materiais de aterro com espessuras reduzidas.

As estruturas filonianas referidas fazem parte da densa rede que caracteriza o maciço eruptivo de Sines (maciço de Monte Chãos).

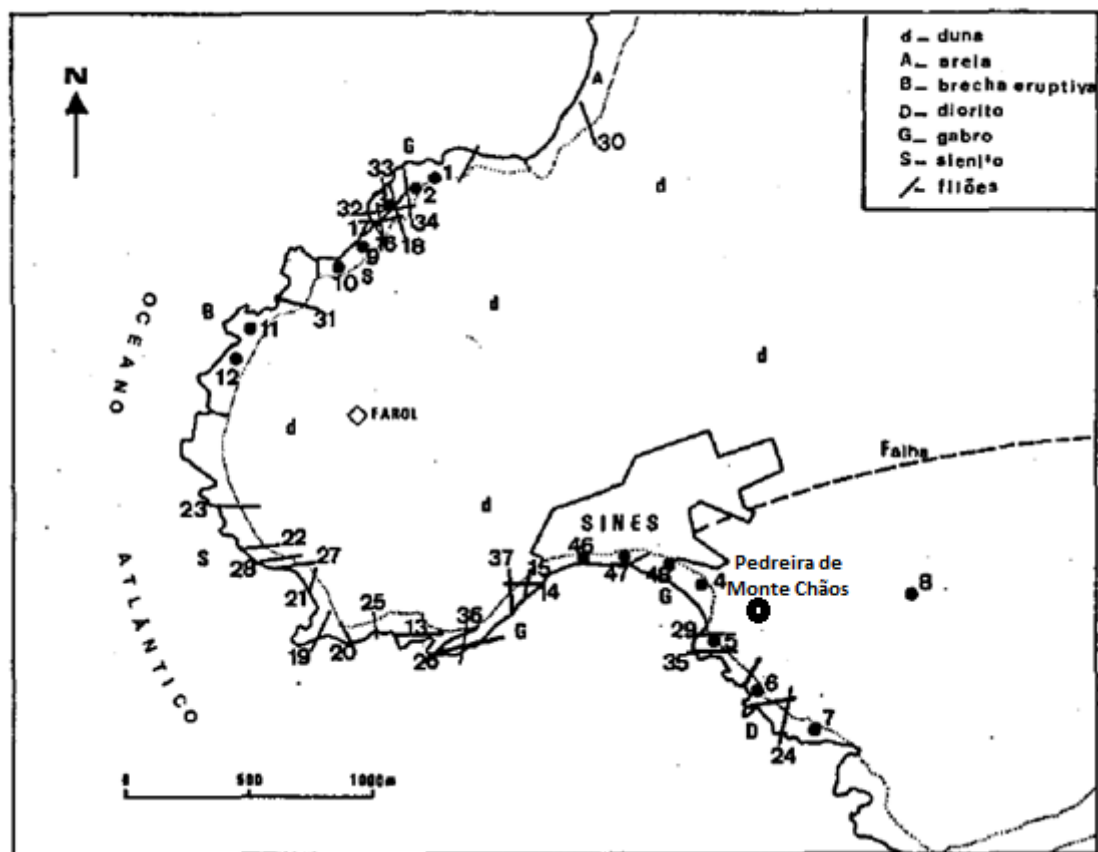


Figura 83: Esboço geológico do maciço de Sines (Adaptado do Relatório Geológico-Geotécnico, Tecnasol, 2014).

4.2.4. Tectónica

Do ponto de vista tectónico a região foi afectada por movimentos tectónicos de idade hercínica e por movimentos tectónicos de idade meso-cenozóica. A tectónica hercínica é, nesta área, o resultado de quatro fases de deformação (F1 a F4). Esta tectónica afectou a *Formação de Mira* durante as várias fases de deformação. A formação Paleozóica foi fortemente deformada, gerando diversos tipos de dobras.

Através do relatório geológico-geotécnico do projecto decorrente (Tecnasol, 2014), as falhas principais, geralmente subverticais, formaram-se durante as fases F3 e F4, e algumas tiveram rejogo durante o Meso-cenozóico. Durante o Cretácico terminal dá-se a intrusão do maciço subvulcânico gabroico de Sines, em virtude duma nova fase distensiva.

São conhecidos, ao longo da falha de Santo André e de Santa Cruz, movimentos pós-pliocénicos, bem como uma fracturação N 40° E que afecta toda a cobertura pós-Mesozóica.

Apesar da intensa fracturação a nível regional, não foram detectadas, a nível local, falhas na zona abrangida pela implantação do Terminal XXI.

4.2.5. Sismicidade

A sismicidade ocorrida em Portugal Continental não é uniforme, aumentando de um modo geral, de Norte para Sul. Posto isto, e considerando que a acção sísmica depende de factores como o zonamento do território, o tipo de solo interessado, a fonte sismogénica, o Eurocódigo 8, que substitui o Regulamento de Segurança e Acções para estruturas de edifícios e pontes (RSA), dividiu o território continental em 4 tipos de terrenos de fundação, designados por A, B, C e D (Figura 84).

Relativamente à actividade sísmica, o local é classificado, segundo os Regulamentos Nacionais como zona A, a qual é caracterizada por um elevado risco em termos sísmicos. De acordo com o relatório geológico-geotécnico do projecto, a aceleração horizontal para um período de retorno de 100 anos é de $0,17 \text{ mm/s}^2$ e para 1000 anos, é de $0,35 \text{ mm/s}^2$.

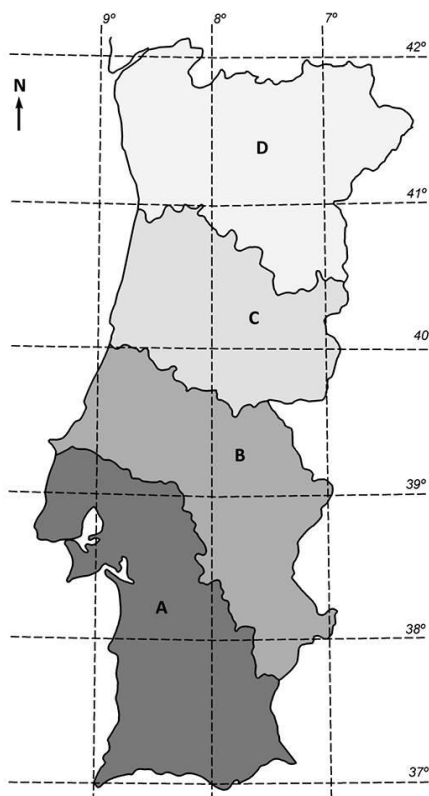


Figura 84: Divisão sísmica do Regulamento de Segurança e Acções (Adaptado de <http://www-ext.lnec.pt/LNEC/museuvirtual/imagens/conteudo/sismos3.jpg>).

4.3. Descrição dos materiais e métodos

Para a realização do estudo da compartimentação do maciço rochoso na bancada em estudo, utilizou-se a técnica de amostragem linear (ISRM 1978, 1981; Chaminé & Gaspar, 1995; Brady & Brown, 2004). A aplicação desta técnica expedita no maciço rochoso da pedreira de Sines

fez-se com a colocação de uma fita graduada (em metros) a, aproximadamente, 1,5 m da base da bancada. Posteriormente, foram cartografadas de uma forma sistemática todas as descontinuidades (diaclases, falhas e estruturas filonianas) que intersectavam essa mesma fita (*scanline*). Cada uma das descontinuidades foi registada nas fichas de levantamento geológico-geomecânico segundo os parâmetros geológico-geotécnicos propostos pela ISRM (1981).

Os principais parâmetros determinados para a caracterização do maciço, foram os seguintes: a atitude, a abertura, o espaçamento (*Fracture Intercept*), a continuidade, o tipo de enchimento, a rugosidade e a presença de água. Desta forma, para o estudo da compartimentação do maciço, foi utilizada a técnica de amostragem linear aplicada às superfícies expostas dos taludes.

Depois de analisadas as descontinuidades, estas foram tratadas numa base de dados (em formato *MS. Excel*) e posteriormente analisadas criteriosamente família a família. Esta análise possibilitou também realizar analiticamente o que o software *Dips* da RocScience apresenta graficamente, ou seja, foi possível definir as principais famílias de descontinuidades calculando a sua representatividade em termos de números de descontinuidades contempladas por intervalos e percentagem através de um quadro de pesquisa.

Foi utilizado o esclerómetro portátil ou martelo de *Schmidt* para estimar “*in situ*” a resistência à compressão simples do maciço, sendo estes dados registados em fichas de levantamento, segundo as propostas da ISRM (1978, 1981). Posteriormente, estes dados foram tratados numa base de dados.

Para aferir a resistência geomecânica do maciço, recorreu-se aos registos do relatório geológico-geotécnico da obra, onde são mencionados o ensaio de carga pontual (*PLT*) e o ensaio de *Los Angeles*.

4.4. Pedreira de Monte Chãos

Todos os parâmetros geológico-geotécnicos que se obtiveram da pedreira em estudo (Figura 85) foram resultado de 165 descontinuidades medidas na bancada de maior acumulação de trabalhos, com uma extensão compreendida de 35 m.



Figura 85: Área de exploração da pedreira (APS, 2014).

4.5. Parâmetros geológico-geotécnicos

A pedreira explora sobretudo as formações gabro-dioríticas podendo também interessar a faixa de quartzitos.

O maciço rochoso apresenta-se, em geral, coberto por uma camada de solo de alteração de natureza areno-siltosa acastanhada a acinzentada, com espessura variável, dos 6 aos 12 m segundo o plano de lavra da pedreira de Monte Chãos (APS, 2010).

Imediatamente abaixo deste solo residual ocorre o maciço gabro-diorítico, em geral, são a medianamente alterado (W1 a W3), no entanto, é de realçar a heterogeneidade do maciço em algumas zonas (W2 a W5), com fracturação variável (F3 a F4, maioritariamente). As zonas próximas dos filões surgem mais intensamente fracturadas e alteradas. Estas fracturas organizam-se principalmente em 4 famílias: N30°-50°E, 70°-80°SE; N120°-140°E, 65°-85°NE; N10°-20°E, 80°-90°NW e N150°-170°E, 55°-75°NE. As fracturas apresentam-se, em geral, abertas ou com um preenchimento de natureza argilosa. Os filões são sobretudo de natureza microssienítica, têm em média, espessuras entre 30 a 50 cm, com atitudes predominantemente de N130°-140°E, 50°-90°NE (Quadro 22).

Os dados recolhidos no terreno, referentes à técnica de amostragem linear aplicada às superfícies expostas (descontinuidades) do maciço rochoso, foram tratados recorrendo a diagramas de contorno estrutural e diagramas de rosetas, os quais permitiram a definição das famílias principais.

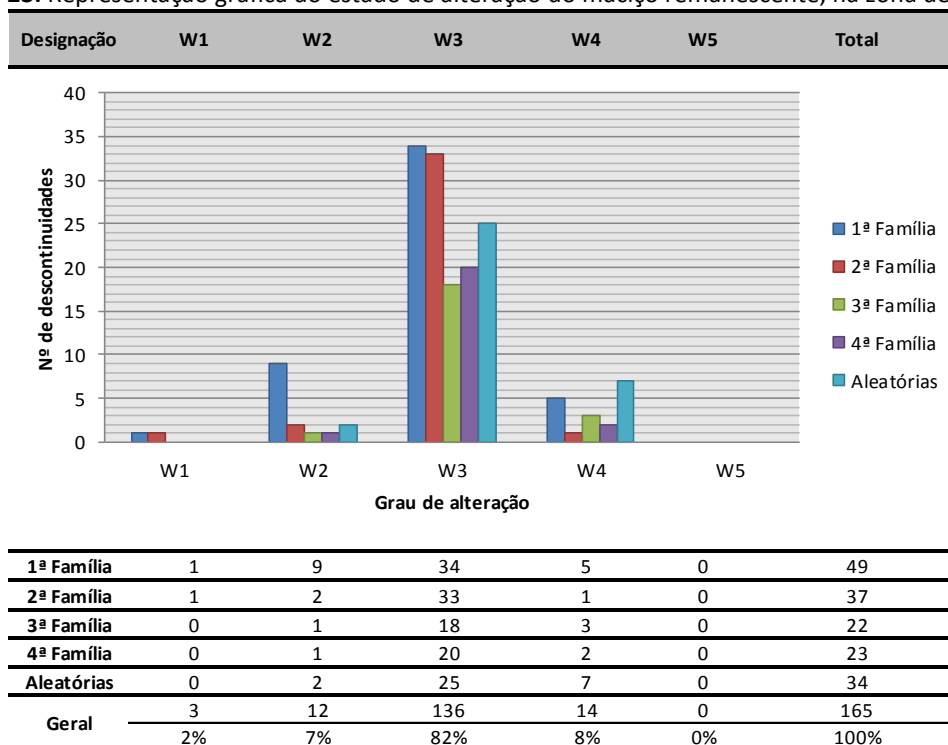
Quadro 22: Síntese dos dados geológico-estruturais.

Família	Direcção	Nº de descontinuidades		Diagrama de rosetas	Direcção média	Diagrama de contorno estrutural	Inclinação média
1ª	N 30°-50° E	49	30%		N 40° E		75° SE
2ª	N 120°-140° E	37	22%		N 130° E		70° NE
3ª	N 10°-20° E	22	13%		N 15° E		85° NW
4ª	N 150°-170° E	23	14%		N 160° E		65° NE
Aleatórias	-	34	21%		-		-

4.5.1. Grau de alteração

Segundo os critérios da ISRM (1978, 1981), o maciço remanescente na zona de estudo apresenta-se moderadamente alterado, W3, (82%), com um reduzido número de descontinuidades muito alteradas, W4, (8%), assim como descontinuidades ligeiramente alteradas (7%). Devido ao facto de o maciço se apresentar bastante heterogéneo, o material-rocha expõe-se numa tonalidade acinzentada/azulada nas zonas de menor alteração e nas zonas de maior alteração verifica-se uma tonalidade acastanhada. Na análise do grau de alteração nas principais famílias, constatou-se que não se verificam variações em relação à análise geral, ou seja, predomina um maciço moderadamente alterado (W3).

O Quadro 23 representa graficamente, os diferentes estados de alteração do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 23: Representação gráfica do estado de alteração do maciço remanescente, na zona de estudo.

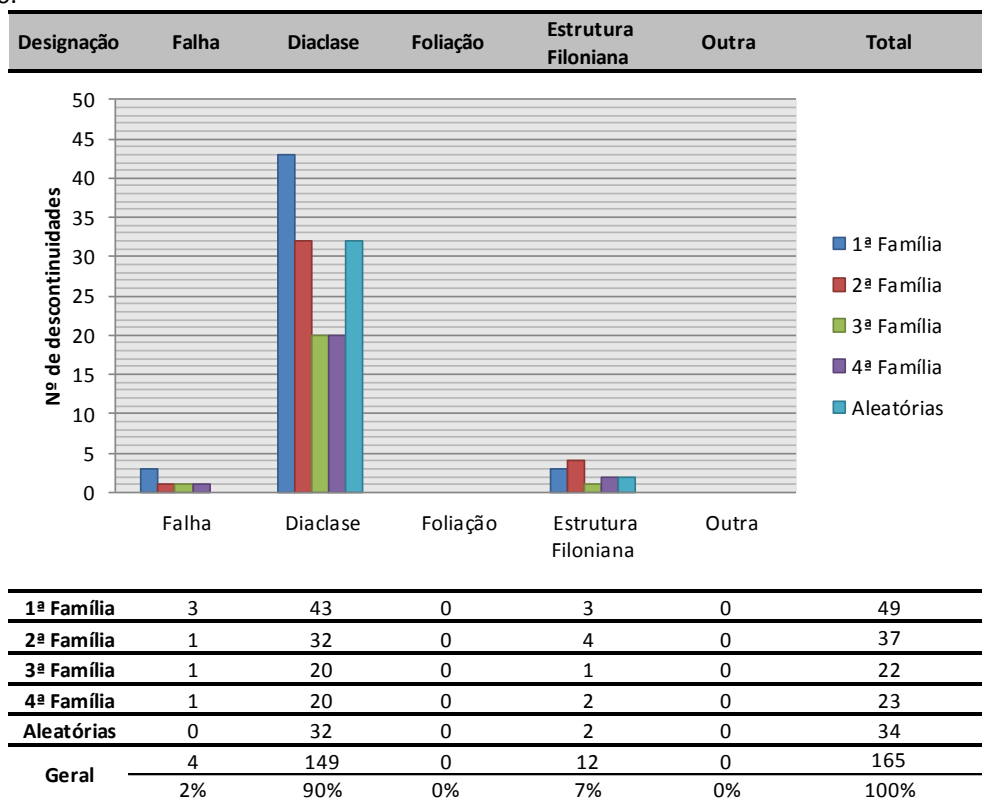
4.5.2. Tipo de descontinuidade

No maciço rochoso em observação consta-se que 90% das descontinuidades são diaclases. É de referir, que pontualmente afloram no maciço estruturas filonianas e com menos expressão, ou seja, com 2% encontram-se falhas.

Ao analisar os tipos de descontinuidade mais frequentes nas quatro famílias principais, verifica-se, como seria expectável, que a generalidade das descontinuidades são diaclases.

O Quadro 24 representa graficamente, os diferentes tipos de descontinuidades aflorantes do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 24: Representação gráfica dos tipos de descontinuidades do maciço remanescente, na zona de estudo.



4.5.3. Grau de fracturação

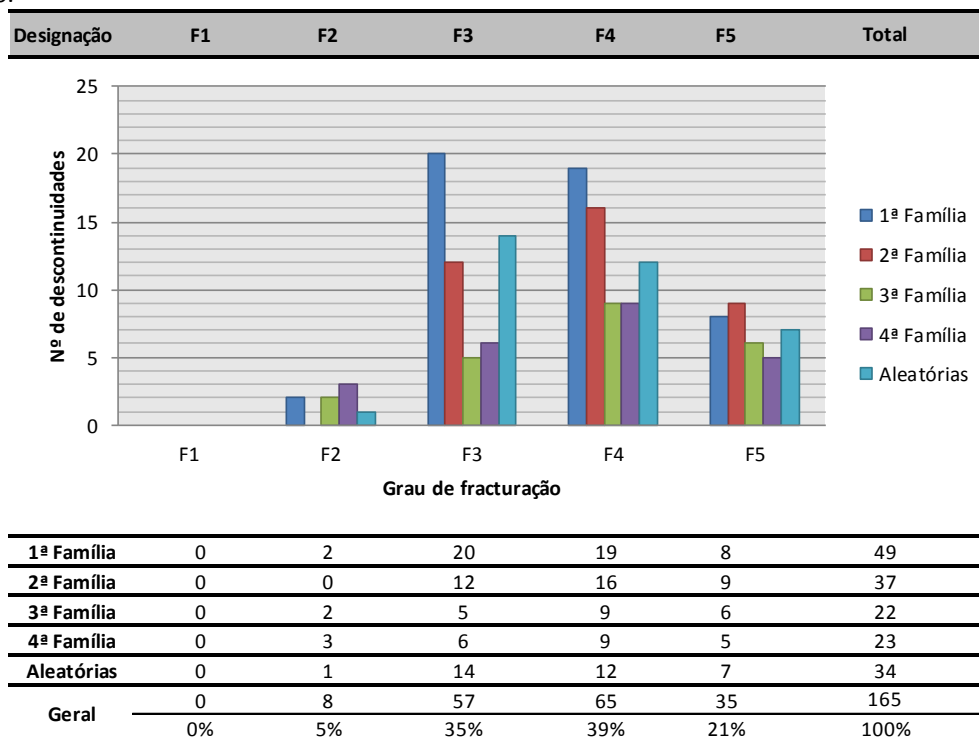
O espaçamento é caracterizado pela intensidade da fracturação num determinado volume de maciço rochoso. O espaçamento é um factor condicionante na definição da direcção da exploração da bancada, pois através deste parâmetro procura-se o melhor sentido de desmonte, tendo em conta o tamanho do bloco unitário obtido.

Na análise geral do grau de fracturação, segundo os critérios da ISRM (1978, 1981), verifica-se com uma maior expressão, que, 39% são descontinuidades próximas (F4), com um

espaçamento médio entre 6 e 20 cm, e descontinuidades medianamente afastadas (F3), com espaçamento médio entre 20 e 60 cm, 35%. A estas seguem-se, com 21% descontinuidades muito próximas (F5) e ainda com alguma expressão, 5% de descontinuidades afastadas (F2). Na análise das duas famílias principais, verifica-se, que a primeira família apresenta, com maior representatividade descontinuidades medianamente afastadas (F3), seguidas das descontinuidades próximas (F4). Na segunda família verifica-se com maior representatividade descontinuidades próximas (F4), seguidas de descontinuidades medianamente afastadas (F3). Estas variações dos parâmetros geológico-geotécnicos que ocorrem entre famílias e mesmo em relação à análise geral, deve-se essencialmente, à baixa representatividade dos dados recolhidos o que provoca estas variações e que torna uma análise distorcida dos resultados. Contudo, nestes casos verifica-se que as percentagens entre os parâmetros estão muito próximas umas das outras.

O Quadro 25 representa graficamente, os diferentes estados de fracturação do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 25: Representação gráfica do estado de fracturação do maciço remanescente, na zona de estudo.



4.5.3.1. Definição do bloco unitário

Como já descrito em 2.5.2., o tamanho dos blocos que formam o maciço rochoso condiciona de forma definitiva o seu comportamento, as suas propriedades resistentes e a sua

deformabilidade. A dimensão e a forma dos blocos são definidas pelo número de famílias de descontinuidades, a sua orientação, o seu espaçamento e a sua continuidade.

Assim sendo, na Figura 86 é apresentado o sistema de compartimentação do maciço estudado, segundo os critérios da ISRM (1981), através do cálculo do J_v , onde este é classificado por blocos de tamanho pequeno, com uma qualidade de maciço razoável.

Descrição	Caracterização geral	Família 1	Família 2	Família 3	Família 4
Atitude	-	N 30°-50° E	N 120°-140° E	N 10°-20° E	N 150°-170° E
Espaçamento médio (cm)	20	22	17	20	20
J_v	15,4 descontinuidades/ m ³				
RQD (%)	64				

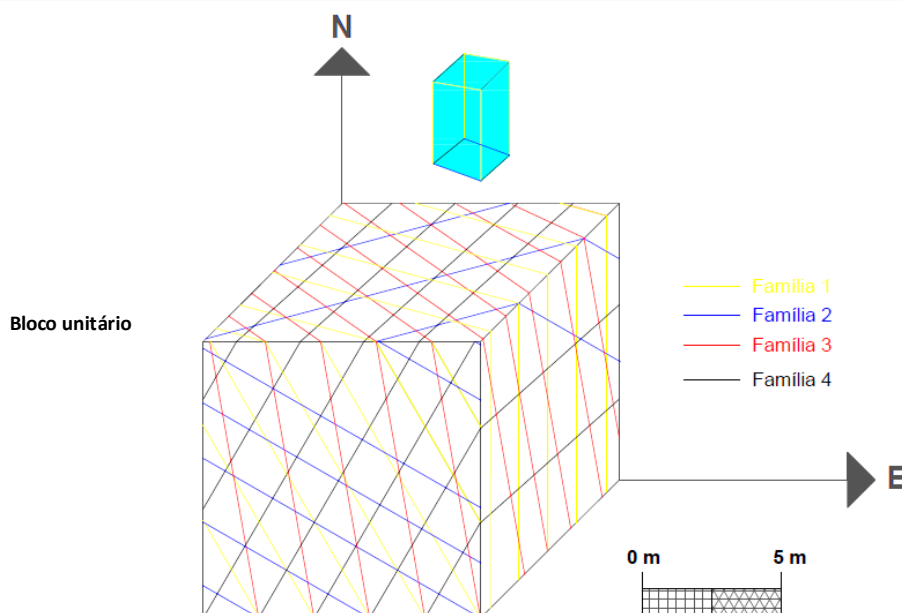


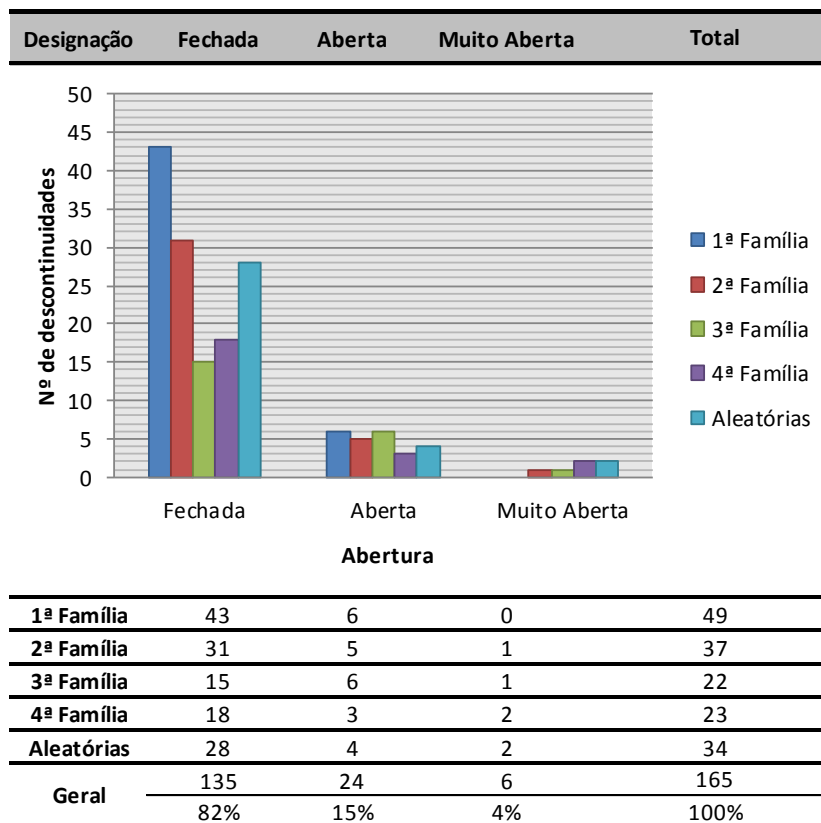
Figura 86: Definição do bloco unitário do maciço remanescente.

4.5.4. Abertura

Segundo a ISRM (1978, 1981), a abertura define-se como a distância média, medida na perpendicular, entre as extremidades da descontinuidade. A dimensão da abertura revela-se muito importante nos estudos relativos à resistência ao corte de um maciço rochoso.

De acordo com a classificação da ISRM (1978, 1981), 82% das descontinuidades são classificadas como fechadas e, com menor expressão 15% das descontinuidades são abertas e com pouca representatividade, com 4%, são descontinuidades classificadas como muito abertas.

O Quadro 26 representa graficamente, os diferentes tipos de abertura do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 26: Representação gráfica do tipo de abertura do maciço remanescente, na zona de estudo.

4.5.5. Preenchimento

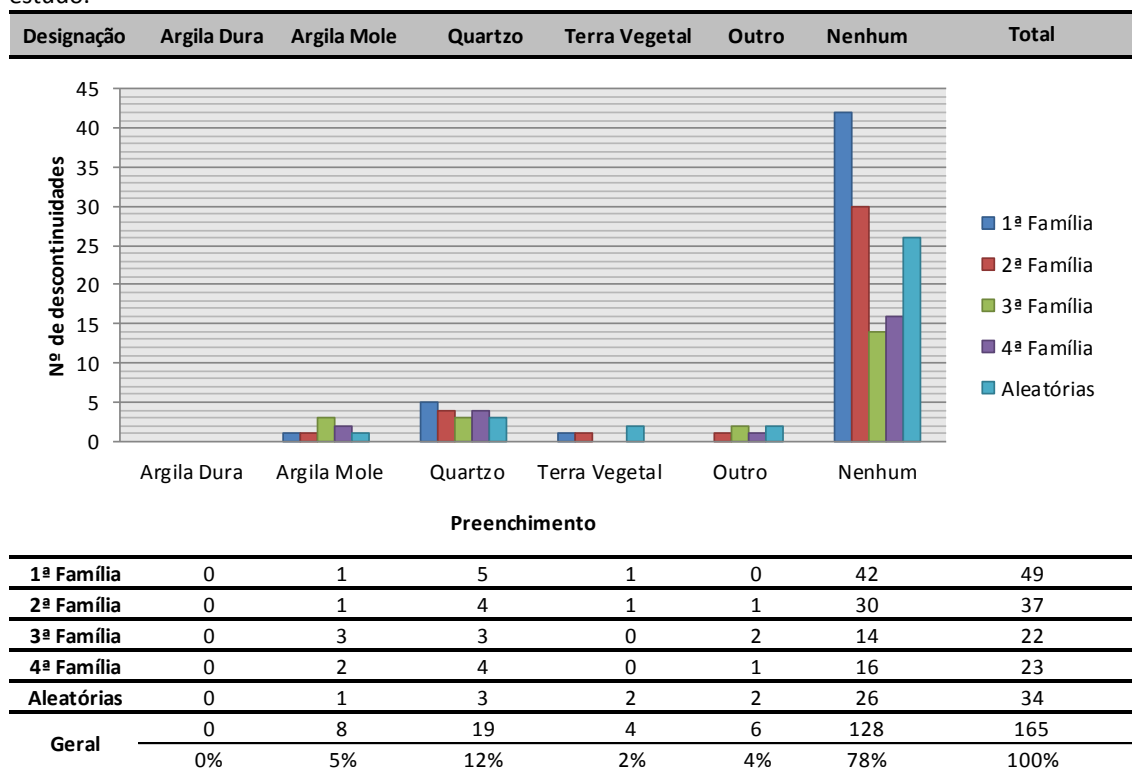
Entende-se por preenchimento, todo o material que se encontra no espaço entre as duas paredes das descontinuidades (ISRM 1978, 1981).

Cerca de 78% das descontinuidades cartografadas não possui qualquer tipo de enchimento. Com alguma representatividade, destacam-se o preenchimento com quartzo, 12%, e com pouca significância, a argila mole (5%). Com menos expressão, 2%, verifica-se o preenchimento de terra vegetal.

Ao verificar os tipos de preenchimentos por famílias, constata-se uma tendência constante dos resultados.

O Quadro 27 representa graficamente, os diferentes tipos de preenchimento do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 27: Representação gráfica do tipo de preenchimento do maciço remanescente, na zona de estudo.



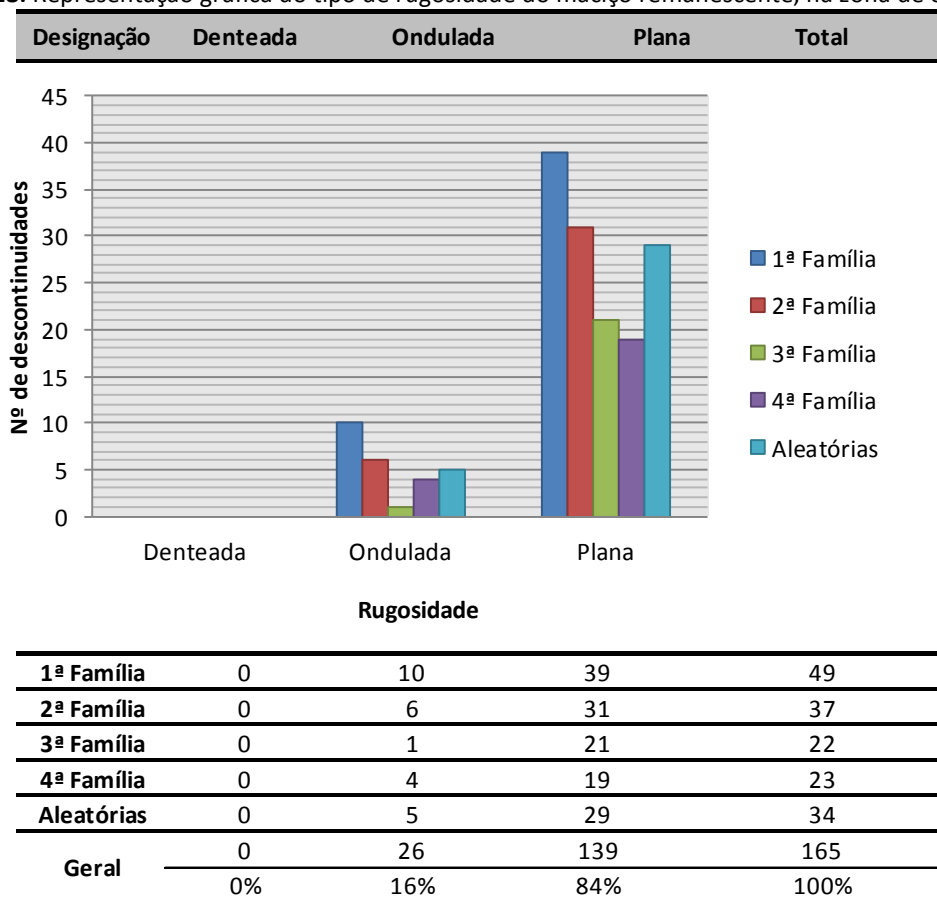
4.5.6. Rugosidade

A rugosidade traduz-se na prática como um aumento da resistência de corte ao longo da superfície da descontinuidade e introduz perturbações na percolação das águas.

Segundo os critérios da ISRM (1978, 1981), as descontinuidades cartografadas são, na sua maioria, descontinuidades planas, com cerca de 84%. Com menor expressividade, 16%, as descontinuidades analisadas, classificam-se como onduladas.

Ao verificar os tipos de rugosidade por famílias, constata-se uma tendência constante dos resultados.

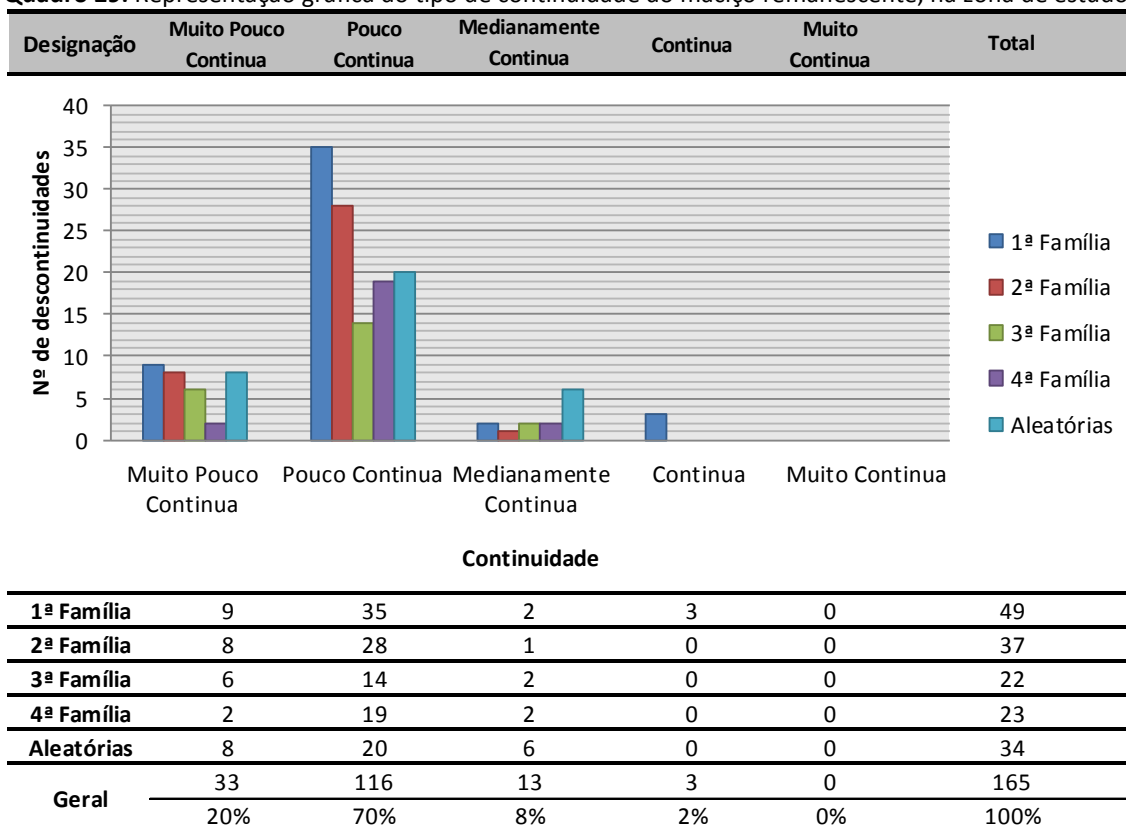
O Quadro 28 representa graficamente, os diferentes tipos de rugosidade do maciço rochoso, na zona analisada.

Quadro 28: Representação gráfica do tipo de rugosidade do maciço remanescente, na zona de estudo.

4.5.7. Continuidade

O estudo baseou-se numa bancada que tinha uma altura máxima de 13,5 m. Segundo os critérios da ISRM (1978, 1981), as descontinuidades cartografadas são, na sua maioria, pouco contínuas (com 70%), seguindo-se ainda com alguma expressão, cerca de 20% das descontinuidades como muito pouco contínuas. Com pouca expressão, mas de referir, cerca de 8% das descontinuidades como medianamente contínuas.

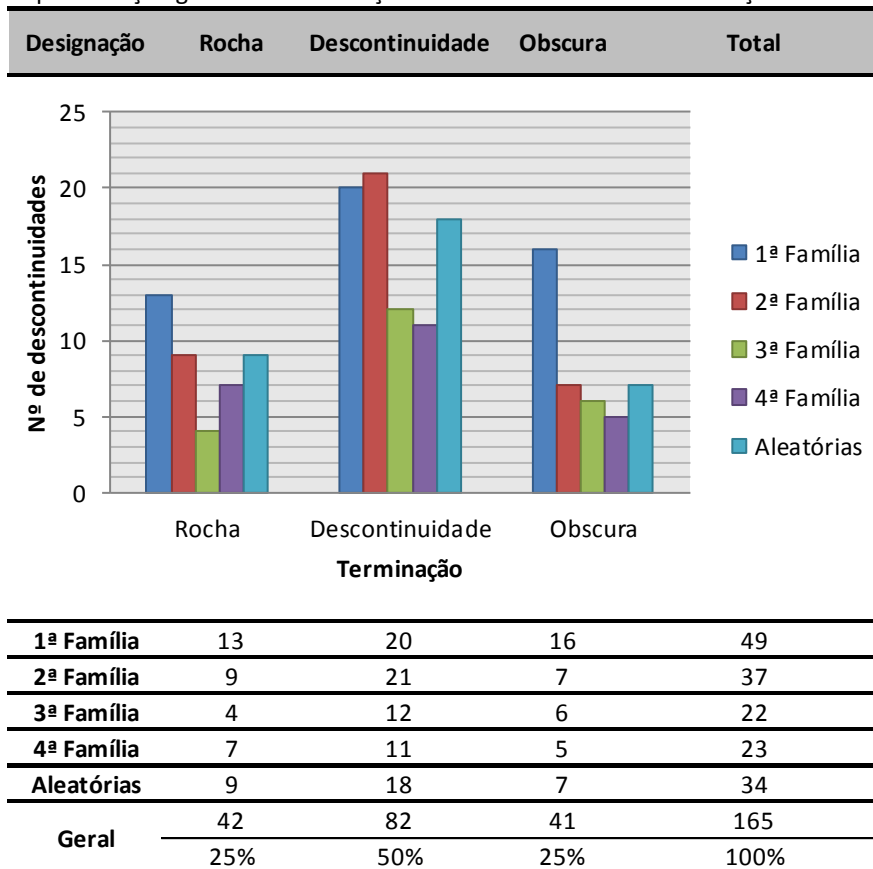
O Quadro 29 representa graficamente, os diferentes tipos de continuidade das descontinuidades presentes no maciço rochoso.

Quadro 29: Representação gráfica do tipo de continuidade do maciço remanescente, na zona de estudo.

4.5.8. Terminação

Segundo os critérios da ISRM (1978, 1981), as descontinuidades cartografadas terminam, na sua maioria, cerca de 50%, noutra descontinuidade. Isto deve-se essencialmente ao maciço estar bastante fracturado. As restantes descontinuidades terminam 25% em rocha e de igual valor percentual são obscuras.

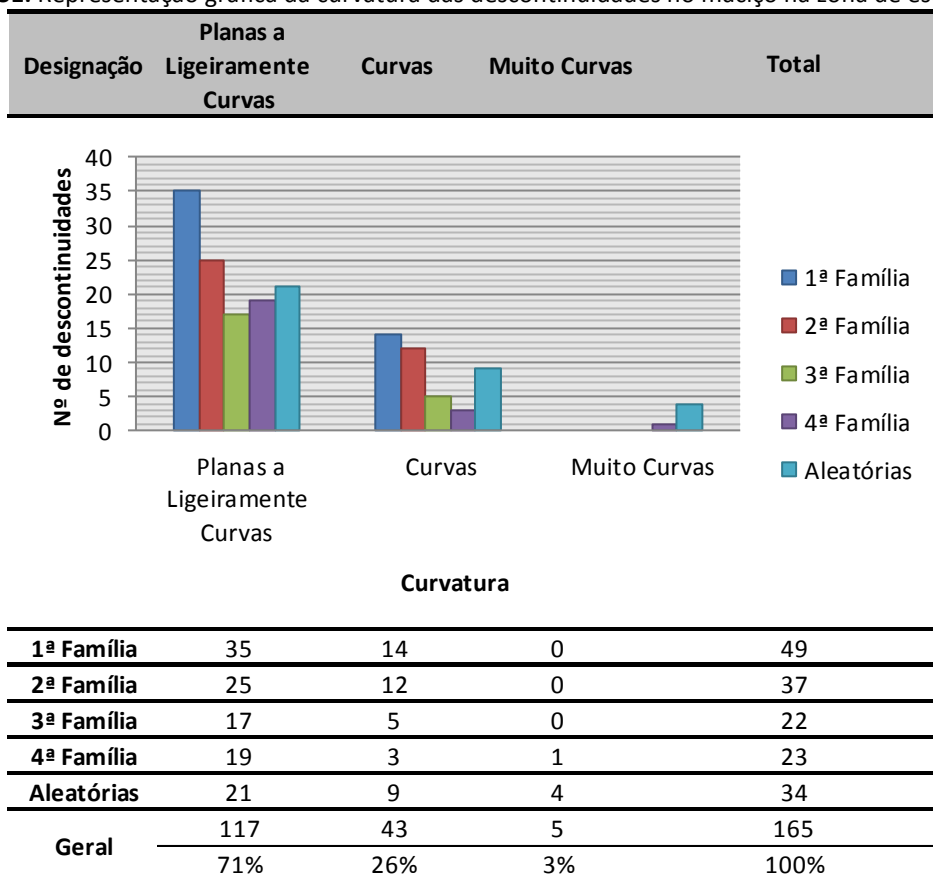
O Quadro 30 representa graficamente, os diferentes tipos de terminação das descontinuidades presentes no maciço rochoso.

Quadro 30: Representação gráfica da terminação das descontinuidades no maciço na zona de estudo.

4.5.9. Curvatura

Em termos globais, a curvatura das descontinuidades é, fundamentalmente, do tipo planas a ligeiramente curvas (C1-2), com cerca de 71%, seguidas de 26% de descontinuidades curvas (C3) e com pouca expressão de descontinuidades muito curvas (C4-5). Na análise das famílias verifica-se que não existem diferenças significativas na distribuição das descontinuidades em relação à análise geral do maciço.

O Quadro 31 representa graficamente, os diferentes tipos de curvatura das descontinuidades presentes no maciço rochoso.

Quadro 31: Representação gráfica da curvatura das descontinuidades no maciço na zona de estudo.

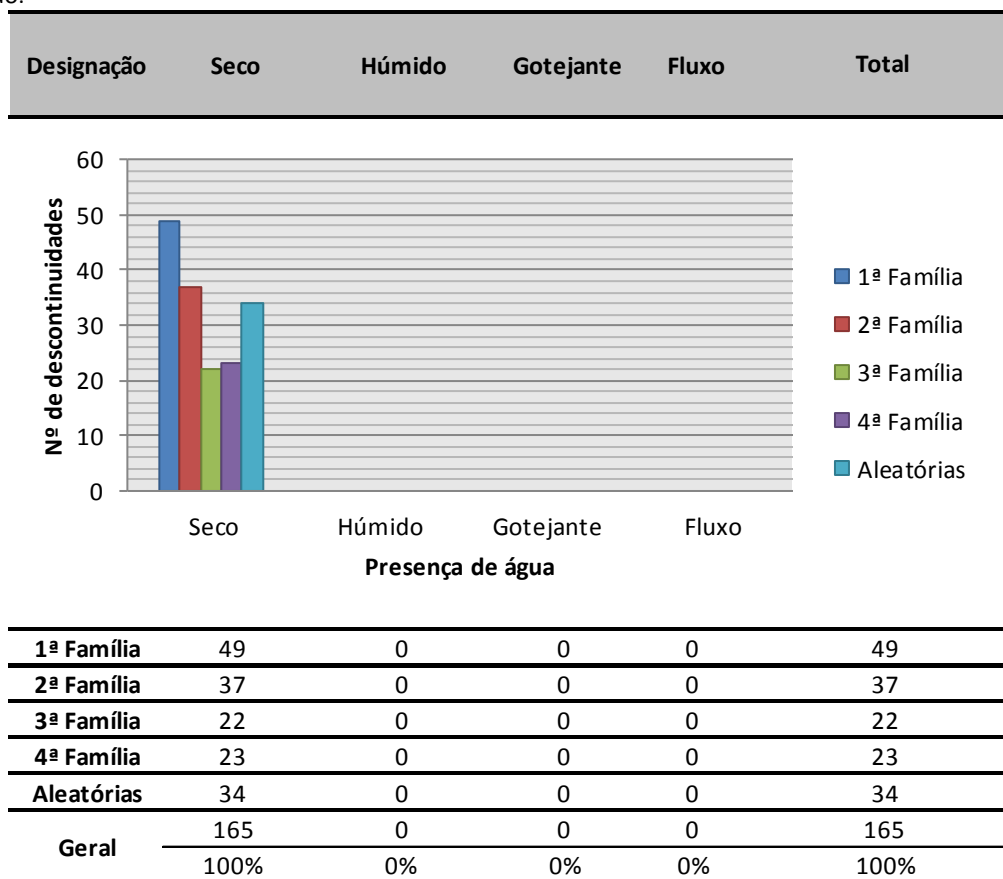
4.5.10. Presença de água

As descontinuidades apresentam-se completamente secas, não apresentando nenhuma humidade.

Na análise das famílias verifica-se que não existem diferenças na distribuição das descontinuidades em relação à análise geral do maciço.

O Quadro 32 representa graficamente, a presença de água nas descontinuidades presentes no maciço rochoso.

Quadro 32: Representação gráfica da presença de água nas discontinuidades no maciço na zona de estudo.



No Quadro 33 é apresentado o quadro síntese dos parâmetros geológico-geotécnicos da zona analisada.

Quadro 33: Quadro síntese dos parâmetros geológico-geotécnicos.

Designação	Caracterização geral	Família 1	Família 2	Família 3	Família 4
Características geológicas	Litologia	Diorito	Diorito	Diorito	Diorito
	Grau de alteração	W3 (Moderadamente alterado)	W3 (Moderadamente alterado)	W3 (Moderadamente alterado)	W3 (Moderadamente alterado)
	Atitude	N 30°-50° E	N 120°-140° E	N 10°-20° E	N 150°-170° E
	Espaçamento	F4 - Próximas (6-20 cm)	F3- Mediamente afastadas (20-60 cm)	F4 - Próximas (6-20 cm)	F4 - Próximas (6-20 cm)
	Espaçamento médio (cm)	20	22	17	20
Características geotécnicas	Abertura	< 0,1 mm (Fechada)	< 0,1 mm (Fechada)	< 0,1 mm (Fechada)	< 0,1 mm (Fechada)
	Continuidade	Pouco contínuas	Pouco contínuas	Pouco contínuas	Pouco contínuas
	Continuidade média (m)	1,22	1,26	1,11	1,20
	Preenchimento	Sem preenchimento	Sem preenchimento	Sem preenchimento	Sem preenchimento
	Rugosidade	R3 - Algo rugosa (Plana)	R3 - Algo rugosa (Plana)	R3 - Algo rugosa (Plana)	R3 - Algo rugosa (Plana)
	Presença de água	Seco	Seco	Seco	Seco
Características geo-mecânicas	Resistência mecânica (MPa)	60	80	42	50

4.6. Caracterização geomecânica

Foram efectuadas 12 estações geomecânicas para a realização do ensaio do esclerómetro portátil. Constatou-se na Figura 87, que o diorito da pedreira de Monte Chãos, na sua maioria, apresenta-se com um tipo de resistência S3 a S2 (resistência média a elevada), segundo a ISRM (1981), com um valor médio de resistência mecânica de 60 MPa.

Os resultados obtidos nos ensaios de resistência mecânica do material-rocha, são apresentados no Quadro 34. Estes não foram testados em laboratório, pois os mesmos já tinham sido realizados anteriormente, pelo que foram cedidos pela direcção de obra, no relatório geológico-geotécnico da empreitada.

Quadro 34: Ensaio de laboratório para a caracterização física e mecânica do diorito, da pedreira de Monte Chãos (Tecnasol, 2014).

Caracterização geotécnica do Diorito		
Velocidade de propagação das ondas sísmicas	m/s	6120 a 6560
Módulo de expansão	MPa	88 a 103×10^3
Resistência à compressão, <i>PLT</i>	MPa	160 a 183
Coeficiente de <i>Poisson</i>	-	0,27
Peso específico	g/cm ³	2,80 a 3,06
Porosidade	%	0 a 0,15
Permeabilidade	mdy	0,001 a 0,006
<i>Los Angeles</i>	%	9 a 11

Através do ensaio *Los Angeles* é possível obter o índice de desgaste. Este é um valor que está relacionado com a resistência à abrasão por meios mecânicos e com a capacidade resistente dos agregados.

É de salientar que os resultados do ensaio *PLT* são resultados úteis para aferir os valores obtidos no ensaio do martelo de *Schmidt*, verificando assim a caracterização da resistência do maciço rochoso.

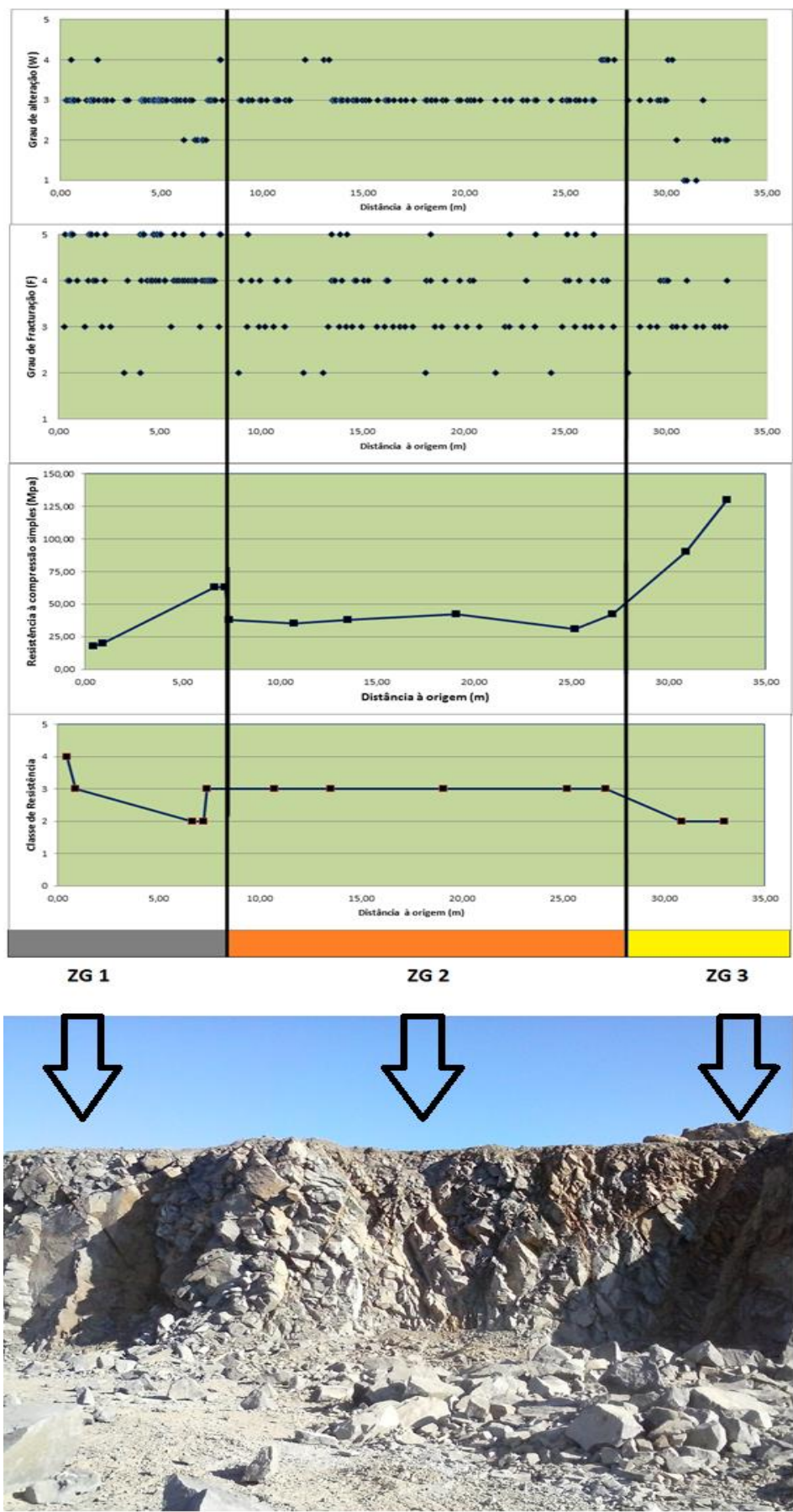


Figura 87: Análise conjunta dos parâmetros utilizados.

Através da Figura 88, conseguiu-se definir três zonas geotécnicas no talude analisado. Essas zonas geotécnicas são caracterizadas no Quadro 35.

Quadro 35: Caracterização das ZG's definidas no talude analisado.

ZG's		Caracterização das ZG's
	ZG 1	ZG caracterizada pelo afloramento de basalto muito alterado (W4), caracterizando-se com uma tonalidade acastanhada e moderadamente fracturado (F3). Algumas zonas pontuais da superfície analisada apresentam um gabro porfiróide medianamente alterado (W3). Resistência à compressão uniaxial muito baixa (< 20 MPa - S4).
	ZG 2	ZG caracterizada pelo afloramento de gabro-diorito medianamente alterado (W3) e muito fracturado (F4), caracterizando-se com uma tonalidade azulada. Resistência à compressão uniaxial média (30 a 40 MPa - S3).
	ZG 3	ZG caracterizada pelo afloramento de diorito, com tendência granodiorítica, de grão médio, porfiróide de 2 micas, essencialmente biotítico, apresentando-se são ou pouco alterado (W1-2) e medianamente fracturado (F3). As zonas da superfície do maciço apresentam uma tonalidade azulada devido à pouca alteração da rocha. Resistência à compressão uniaxial elevada (80 a 120 MPa - S2).

4.7. Otimização do ciclo de perfuração

A otimização da perfuração não é mais do que conseguir produzir a um custo mais baixo (€/m), sem nunca comprometer a qualidade da furação. Neste sentido, os resultados obtidos, resultam de estudos e otimizações realizadas no âmbito empresarial.

Para se otimizar o ciclo de perfuração, começou-se por dimensionar o ciclo no âmbito geral. A Figura 88 representa graficamente, a percentagem de tempo gasto em cada etapa da operação.

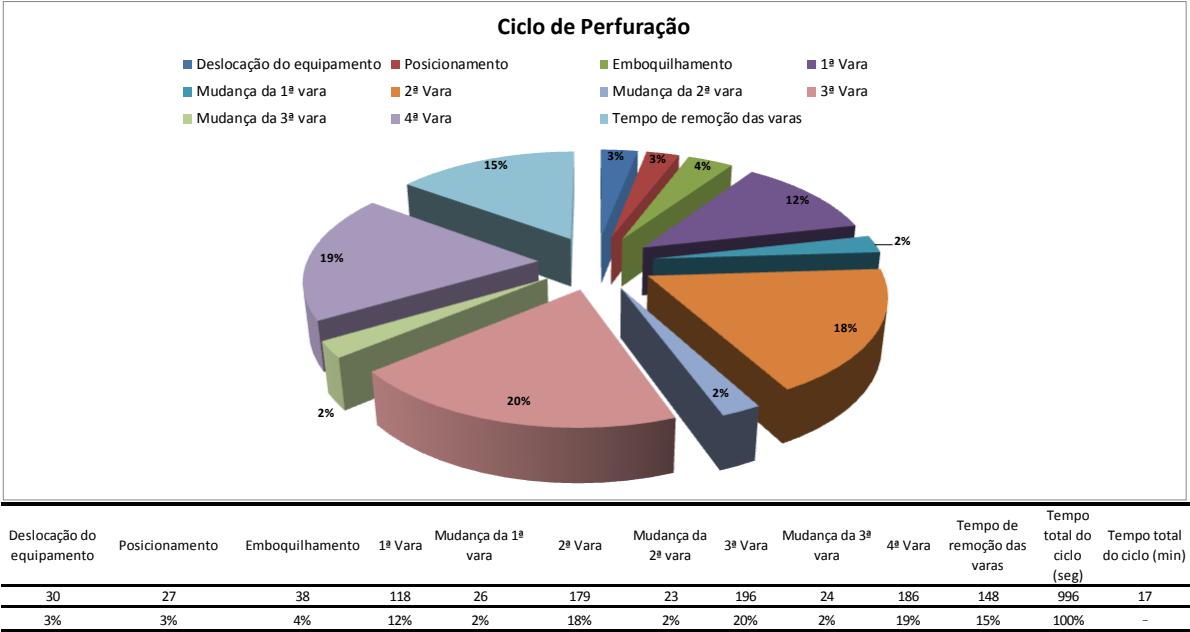


Figura 88: Ciclo de perfuração.

Assim, verifica-se que 75% do ciclo corresponde à furação. Desta forma, como é a parte que mais influencia no ciclo, será esta a qual onde se irá incidir o estudo de otimização.

As variáveis mais influentes no tempo de furação são as seguintes:

- Geologia do maciço (já descrita no ponto 4.5.);
- Carro de perfuração;
- Ferramenta de corte/coluna de perfuração;
- Operador.

Nesta etapa, o estudo vai incidir nas ferramentas de desgaste e verificar de que forma é que estas influenciam o ciclo e a melhor forma de o otimizar.

Na Figura 89 representa-se detalhadamente, o ciclo de perfuração de cada carro de perfuração individualizado.

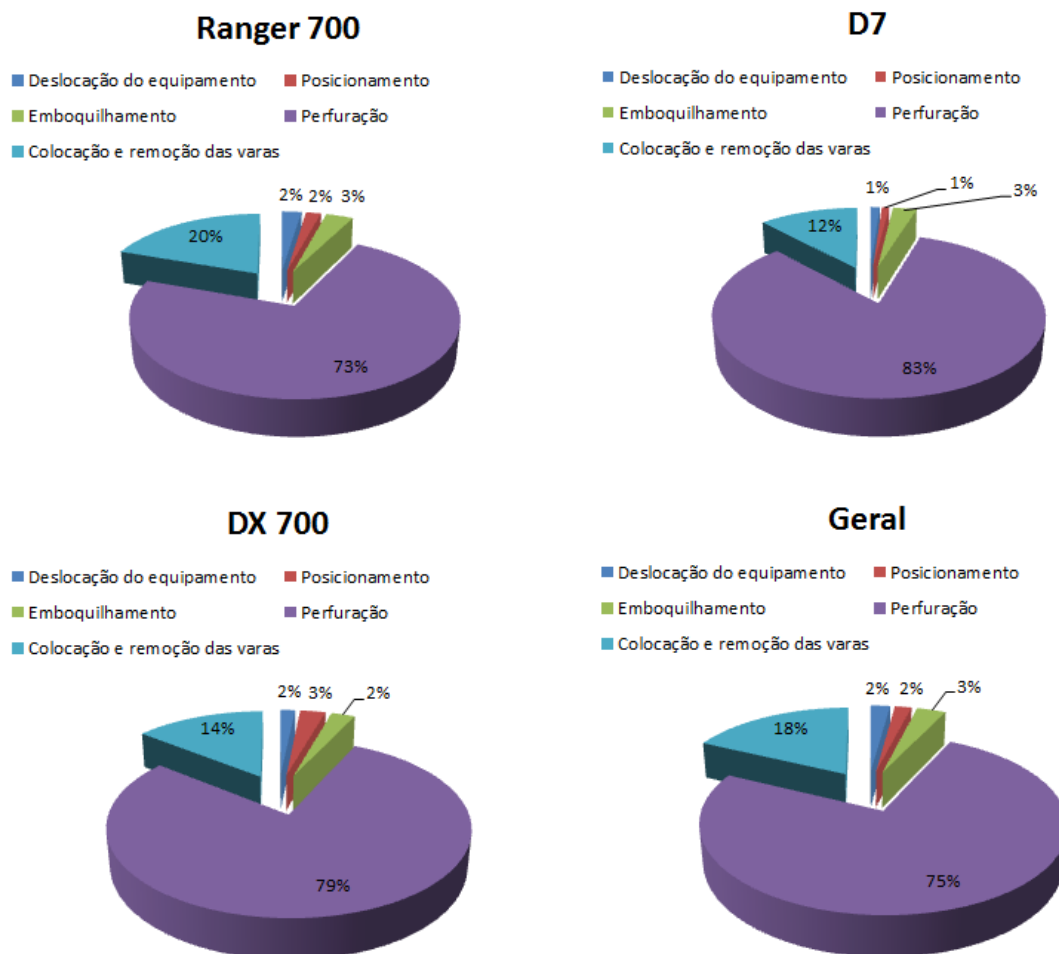


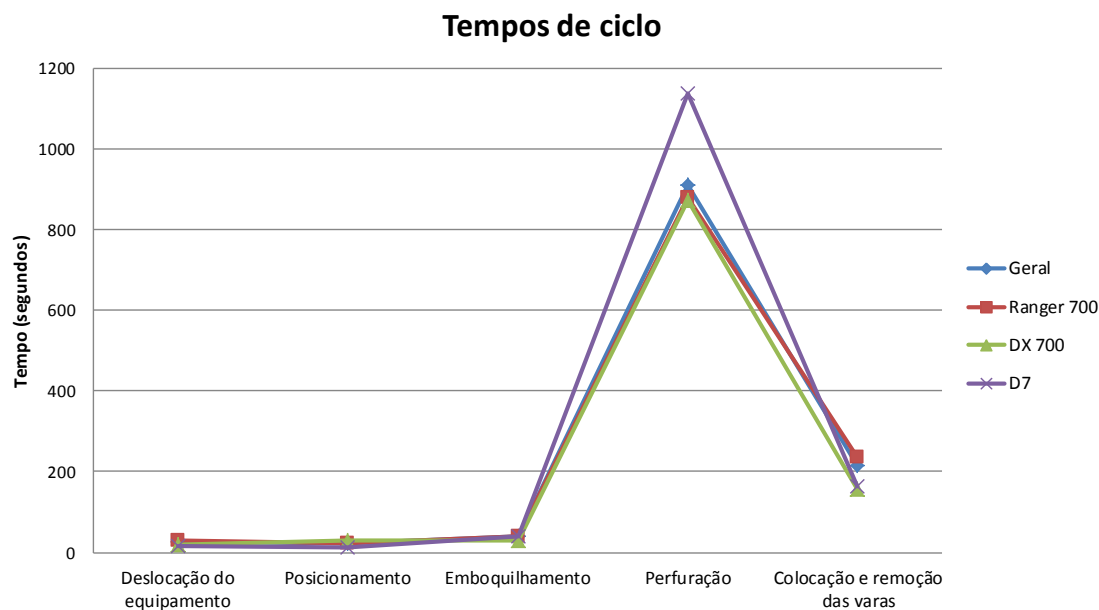
Figura 89: Ciclos de perfuração de cada carro de perfuração estudado.

Na Figura 90, apresenta-se a média de cada equipamento de perfuração despendido para cada etapa do ciclo de perfuração.

Estes valores podem ser facilmente alteráveis, pois num ciclo de perfuração irão entrar as seguintes variáveis, que de certa forma definem o ciclo:

- ✚ Operador do equipamento;
- ✚ Limpeza da bancada;
- ✚ Tipo de equipamento;
- ✚ Manutenção do equipamento;
- ✚ Bancada a perfurar;
- ✚ Tipo de acessórios de perfuração;
- ✚ Produção estimada.

Todas estas variáveis terão de ser contabilizadas no ciclo de perfuração, esperando-se sempre nunca comprometer a qualidade da perfuração e consequentemente o desmonte de rocha.



Ciclo de perfuração	Geral	Ranger 700	DX 700	D7
Deslocação do equipamento	26	29	18	15
Posicionamento	22	22	31	12
Emboquilhamento	39	40	29	39
Perfuração	910	878	873	1136
Colocação e remoção das varas	217	236	158	163

Figura 90: Tempos médios de ciclo de perfuração de cada carro de perfuração em estudo.

Através da Figura 90, verifica-se que o tempo de ciclo do *Tamroc Ranger 700* e do *DX 700* são semelhantes. Estes, quando comparados com o *D7* são superiores no tempo de perfuração, no entanto, a mudança de varas do *D7* consegue ser mais eficaz.

Nestes ciclos, não foram contabilizados o tempo despendido na verificação do furo, mudança do bit e a rotação de varas.

4.7.1. Otimização da coluna de perfuração

Para otimizar a perfuração é necessário otimizar os aços de perfuração.

Os *bits* utilizados na furação são do tipo *standard*/normal (botões esféricos e botões balísticos) e do tipo *retrac* (botões esféricos).

Na Figura 91, estão representados os rendimentos de furação com bits de botões esféricos e botões balísticos, com afiação dos mesmos, utilizados nos meses de Junho, Julho e Agosto de 2014.

Os *bits* normais com botões balísticos sem afiação foram utilizados nos meses de Março e Abril de 2014.

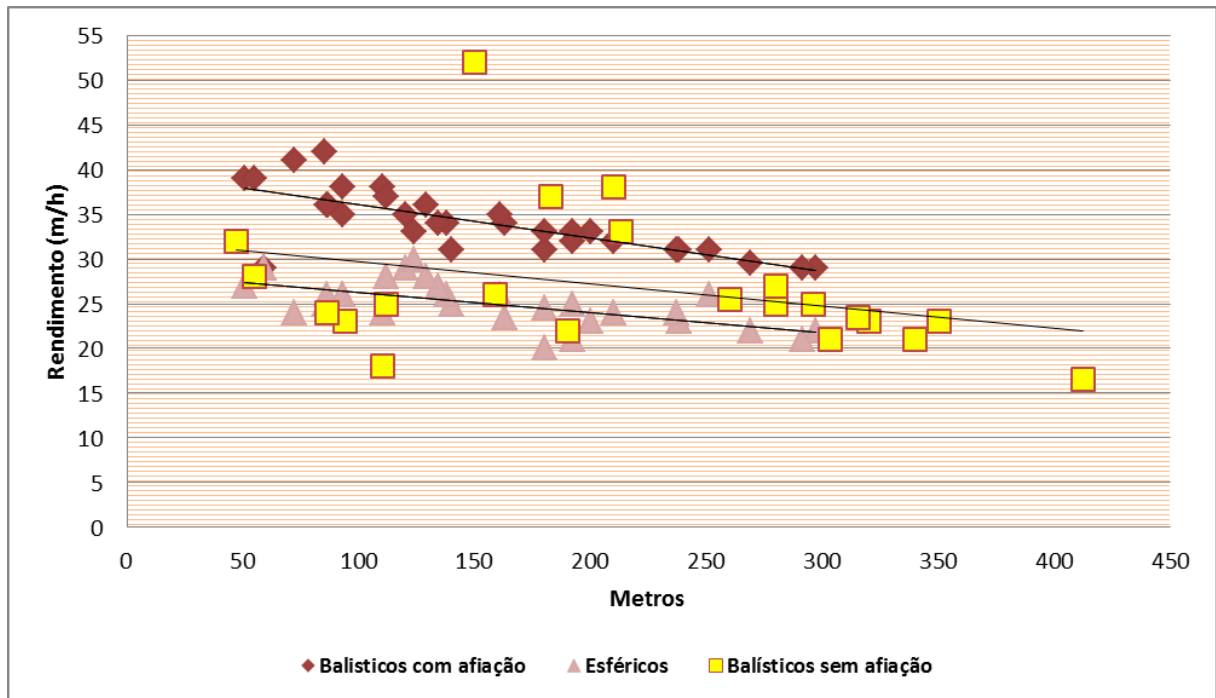


Figura 91: Rendimentos dos *bits* balísticos vs *bits* esféricos.

Com este estudo inicial certifica-se que a afiação dos *bits* é uma mais-valia para a optimização do rendimento de furação. Desta forma, com a afiação dos *bits* conseguiu-se aumentar o rendimento em cerca de 10 m/h, o que se traduz numa optimização em cerca de 30% por cada *bit* utilizado.

Analisando a Figura 91, verifica-se que a nível de rendimento o ideal será utilizar-se *bits* com botões balísticos. No entanto, é de notar que se deverá fazer uma atempada mudança de *bit* para a afiação do mesmo (no máximo 10 furos por *bit*), pois verifica-se, no caso dos *bits* de botões balísticos que a partir dos 100 metros de furação, o rendimento diminui drasticamente.

No entanto, em zonas de maior dureza da rocha e de elevada fracturação, é conveniente utilizar-se *bits retrac* com botões esféricos, pois irá, à partida:

- ✚ Diminuir os desvios de furação;
- ✚ Aumentar a estabilidade do furo e diminuir possíveis encravamentos do furo;
- ✚ Diminuir as forças de tracção transmitidas ao martelo hidráulico, uma vez que o *bit* de botão esférico tem uma superfície de contacto maior que o *bit* de botão balístico, a pancada transmitida do *bit* quando em contacto com a rocha será menor.

4.7.2. BQ3: Máquina de afiação de *bits* semiautomática

Com a afiação de *bits*, foi alcançada uma optimização na vida útil em mais de 50% por cada *bit*. Esta optimização permitiu para além de minimizar o custo por metro, o aumento do

rendimento horário em mais de 5 m/h, o que aumentou, de certa forma, o rendimento do martelo em função das horas de trabalho do equipamento.

A Figura 92 demonstra a variação da vida útil dos *bits* nos últimos 7 meses.

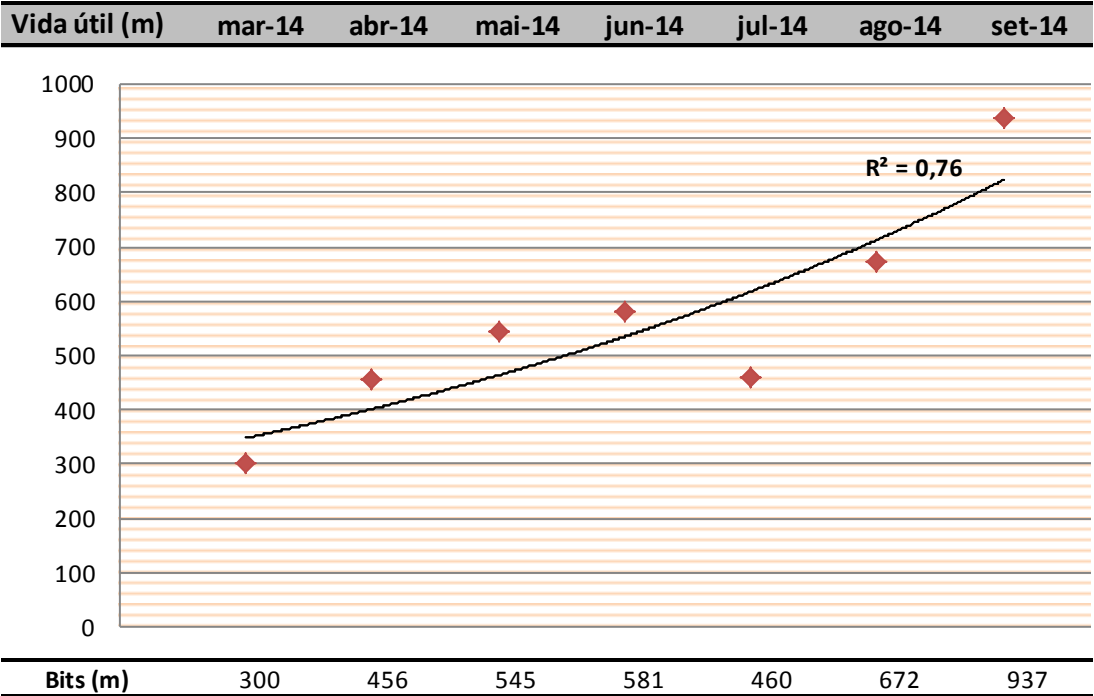


Figura 92: Vida útil dos *bits* nos últimos 7 meses.

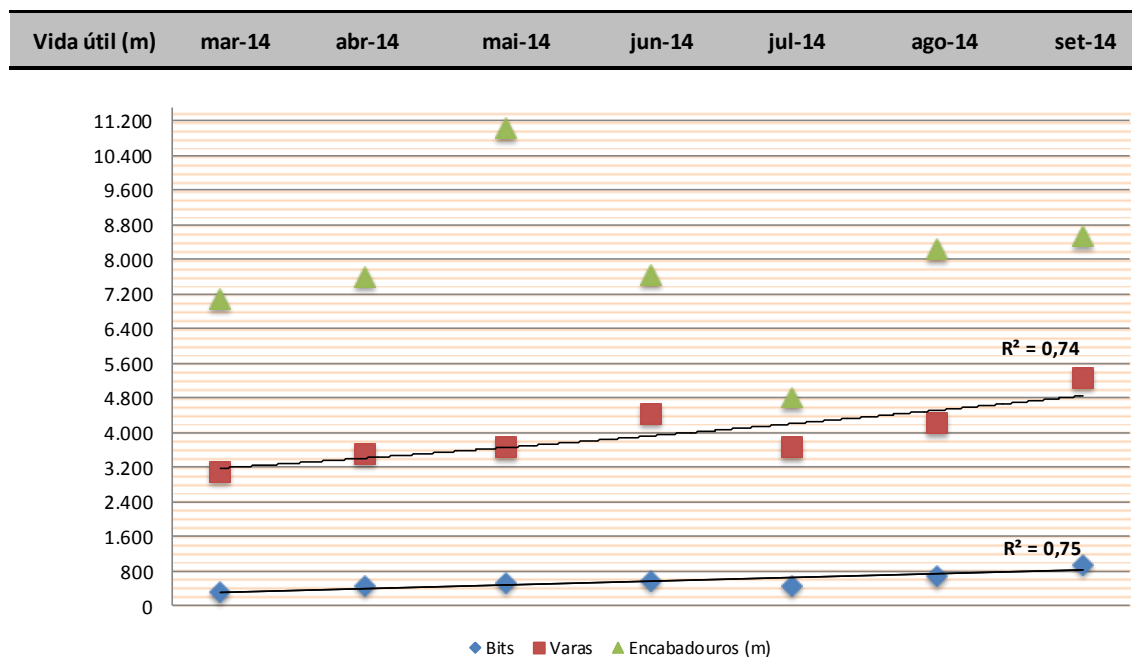
Verifica-se que existe um aumento considerável da vida útil no período Março para Abril. Isto deve-se essencialmente ao início da afiação manual de *bits*, no mês de Abril, dado que estes até ao mês de Março não se afiavam.

No entanto, no mês de Julho verificou-se uma quebra acentuada na vida útil dos acessórios porque neste mesmo mês não foi realizada a afiação dos *bits*, pois estava-se a instalar a máquina de afiação de *bits* semiautomática (BQ3).

Com a afiação dos *bits* com a BQ3, no mês de Agosto, conseguiu-se aumentar a sua vida útil em mais de metade, quando comparado com o mês de Março (aumento de 370 m, o que corresponde a um aumento percentual aproximado de 60%).

A afiação da ferramenta de corte não teve unicamente influência directa na optimização da vida útil dos *bits*, esta teve também influência na totalidade da coluna de perfuração dos equipamentos (ou seja, *bits*, varas e encabadouros).

A Figura 93 demonstra a variação da vida útil dos aços de perfuração dos equipamentos.



Bits (m)	300	456	545	581	459	672	937
Varas (m)	3.085	3.510	3.661	4.450	3.641	4.230	5.255
Encabadouros (m)	7.069	7.605	11.024	7.650	4.817	8.246	8.526

Figura 93: Variação da vida útil dos aços de furação nos últimos 7 meses.

Desta forma, pode-se concluir que a afiação terá influência em toda a coluna de perfuração.

Quando comparados o mês de Setembro com o de Agosto, verifica-se um aumento de 30% na vida útil dos *bits*, de 20% na vida útil das varas e de 5% na vida útil dos encabadouros.

A quebra da vida útil no mês de Julho relativamente aos encabadouros deve-se a um encabadouro ter “partido” durante a realização da perfuração de uma pega de fogo, daí haver uma discrepância em função da vida útil dos outros aços de furação.

4.7.3. Ciclo de afiação

A determinação do ciclo de afiação para os bits é bastante importante, pois este irá ditar o ciclo ideal para a afiação dos mesmos, o qual terá impactos na vida útil das ferramentas de desgaste, no consumo energético do equipamento de perfuração, no desgaste do mesmo, nos rendimentos e eficiências obtidas e, principalmente, nos custos por metro (Figura 94).

Este ciclo deveria ter sido verificado através do ensaio de laboratório *Vickers*, de forma a obter o VHNR (*Vickers Hardness Number*). No entanto, não tendo oportunidade de se realizar esse ensaio, o período de afiação dos bits foi dimensionado tendo em conta o seguinte:

- ✚ Experiência do operador;
- ✚ Rendimentos instantâneos;
- ✚ Grau de alteração e fracturação do maciço.

Desta forma, tendo em conta os tópicos mencionados, o ciclo efectuado é o seguinte: para rocha sã ou pouco alterada – 80 m; para rocha medianamente alterada a muito alterada – 110 m.



Figura 94: Máquina de afiação dos *bits* semiautomática, BQ3.

A utilização da máquina deve ser realizada por operadores devidamente formados de forma a proporcionar um uso correcto da mesma e a afiação correcta do botão.

A afiação do botão nunca deverá ser total (quer para os botões centrais, quer para os periféricos), de forma a existir um “tesmunho” da última utilização do *bit*.

A incorrecta afiação do *bit* pode comprometer a qualidade da furação pelo que é uma tarefa que deve ser executada com bastaste responsabilidade. Durante a afiação, o operador deve usar o equipamento de protecção individual recomendado, pois existem sempre partículas de tungsténio que escapam da protecção da máquina, sendo que essas partículas podem causar problemas de saúde.

Para uma correcta afiação do *bit*, é necessário um correcto dimensionamento das fresas. As fresas que se utilizam de momento na afiação dos *bits* são de 12 mm (botões centrais) e de 13 mm (botões periféricos) (Figura 95).



Figura 95: Fresas de 13 mm, da Secoroc.

O Quadro 36 demonstra as vantagens da afiação semiautomática face à afiação manual.

Quadro 36: Afiação semiautomática vs afiação manual.

Parâmetros de avaliação	Afiação Semiautomática	Afiação Manual
Rendimento	10 <i>bits</i> /h	3 <i>bits</i> /h
Tempo afiação 1 <i>bit</i>	5 a 10 min	20 a 40 min
Nº afiações/ <i>bit</i>	7	3
Consumo de gasóleo	Aproximadamente o mesmo	Aproximadamente o mesmo
Rendimento furação	35 m/h	29 m/h
Vida útil dos <i>bits</i>	937 m	550 m

Com a afiação semiautomática foi possível aumentar as afiações por *bit* face à afiação manual (Figura 96), e desta forma, tal como mencionado no Quadro 36, conseguiu-se aumentar a vida útil do acessório.

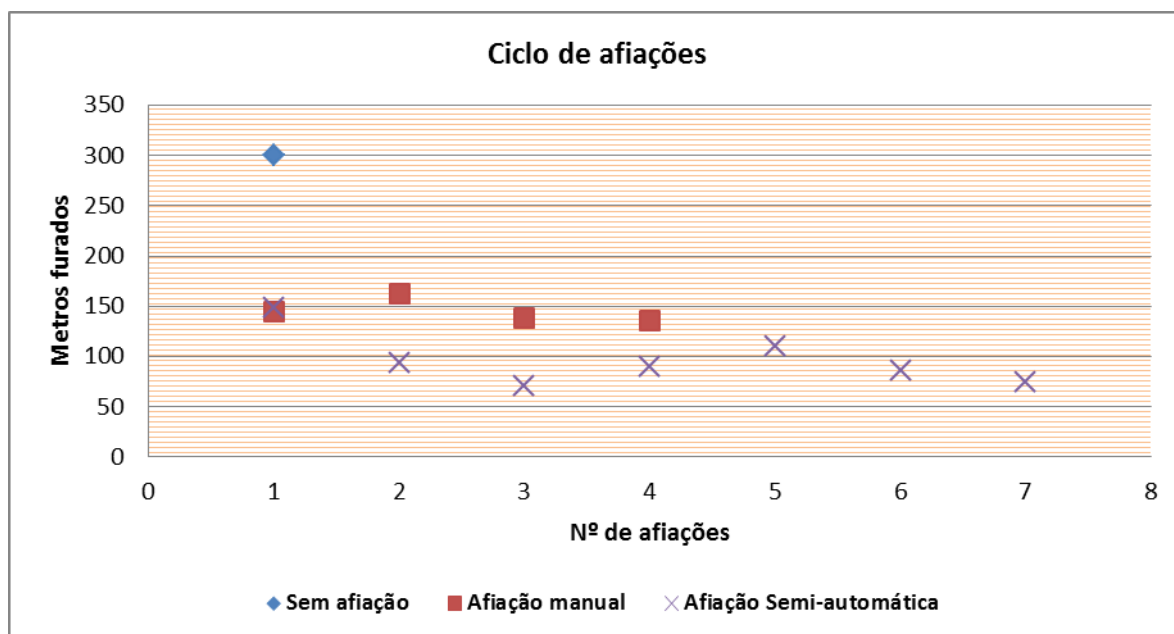


Figura 96: Ciclo de afiações dos *bits* utilizados.

Capítulo V



Pedreira de Monte Chãos, Sines

5. Análise e discussão dos resultados

- 5.1. Considerações gerais
- 5.2. Resultados da operação de perfuração
- 5.3. Optimização do ciclo da perfuração

5. Análise e discussão dos resultados

5.1. Considerações gerais

A análise dos dados e resultados tem como referência o início da obra (Março de 2014), onde foi sistematizado o tipo de análise para que os valores fossem comparáveis com os meses seguintes. O estudo incide na monitorização das condições e custo das operações de perfuração e sucessiva optimização dos custos e dos processos operatórios.

5.2. Resultados da operação de perfuração

O rendimento de perfuração face a Março de 2014 aumentou em média 20% nos últimos 2 meses (Quadro 37). Este aumento ficou a dever-se às metodologias aplicadas ao longo do tempo (aumento do diâmetro de perfuração e aumento da malha dos diagramas de fogo), à aplicação de uma manutenção preventiva do equipamento de perfuração, à formação especializada aos operadores dos equipamentos de perfuração, à constante limpeza e regularização da bancada no local de furação e, essencialmente, à iniciação da afiação de *bits*, com a máquina BQ3. O aumento médio ao longo dos 6 meses foi de 6 m/hora.

Quadro 37: Variação do rendimento de perfuração no período de análise.

Análise económica	mar-14	abr-14	mai-14	jun-14	jul-14	ago-14	set-14
m³ desmontados	160.353,00	182.797,61	224.994,05	167.763,98	229.246,81	190.337,71	169.251,10
metros furados	16.774,70	17.384,50	18.305,50	13.350,00	17.458,00	14.251,64	11.647,83
horas de trabalho	475	493	519	404	554	468	164
m/h	27,1	30,1	31,8	33,0	29,4	31,2	35,0
	-	11%	17%	22%	9%	15%	29%
Gasóleo (l/m)	0,907	0,911	0,913	0,908	0,893	0,901	0,867
€/m	5,24 €	4,65 €	4,73 €	4,65 €	4,69 €	4,95 €	4,41 €
	-	0,59 €	0,51 €	0,60 €	0,56 €	0,29 €	0,83 €
€/h	177,12 €	167,28 €	166,88 €	153,52 €	147,55 €	152,06 €	138,62 €
	-	9,84 €	10,24 €	23,60 €	29,57 €	25,06 €	38,50 €

Com a optimização do ciclo para além de se melhorar o tempo de ciclo na perfuração (aumento do rendimento do martelo do equipamento, aumento do rendimento instantâneo de perfuração), foi possível diminuir o consumo do gasóleo dos equipamentos, o que resultou numa diminuição significativa do custo por metro. Face ao mês de Março, também foi possível reduzir o custo por metro em cerca de 0,80 €, o que revela resultados bastante satisfatórios.

5.3. Otimização do ciclo da perfuração

Comparando os tempos de ciclo da perfuração (Figuras 97 e 98), verifica-se uma otimização do tempo despendido na perfuração, em cerca de 10%.

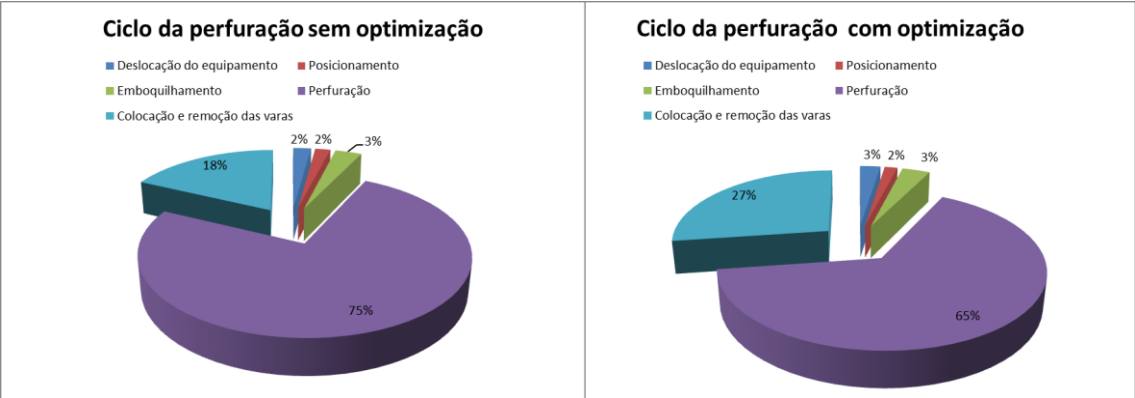


Figura 97: Tempo de ciclo da Perfuração.

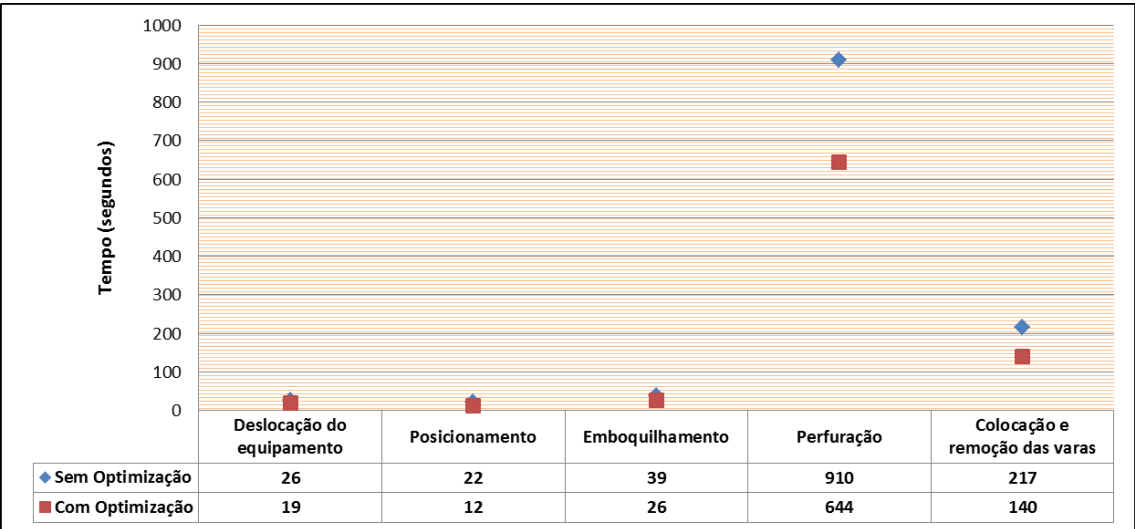


Figura 98: Comparação dos tempos de ciclo da perfuração com e sem otimização.

A otimização criada no processo de perfuração, permitiu também otimizar variados processos na etapa seguinte, o desmonte de rocha. Desta forma, através do aumento da eficiência do equipamento (Figura 99), aumentou-se o volume das pegas de fogo a realizar, através do incremento da malha de furação e da utilização de detonadores electrónicos. Com esta otimização obteve-se uma melhor granulometria do desmonte (granulometria homogénea, evitando a excessiva fragmentação secundária), melhorar os paramentos dos taludes finais da pedreira, diminuir os custos de gasóleo e de manutenção do equipamento (evitando deslocações permanentes do equipamento), aumentando assim a eficiência do martelo e do equipamento de perfuração. Com o somatório destes parâmetros, alcançou-se menores custos por metro e menores custos por metro cúbico desmontado.

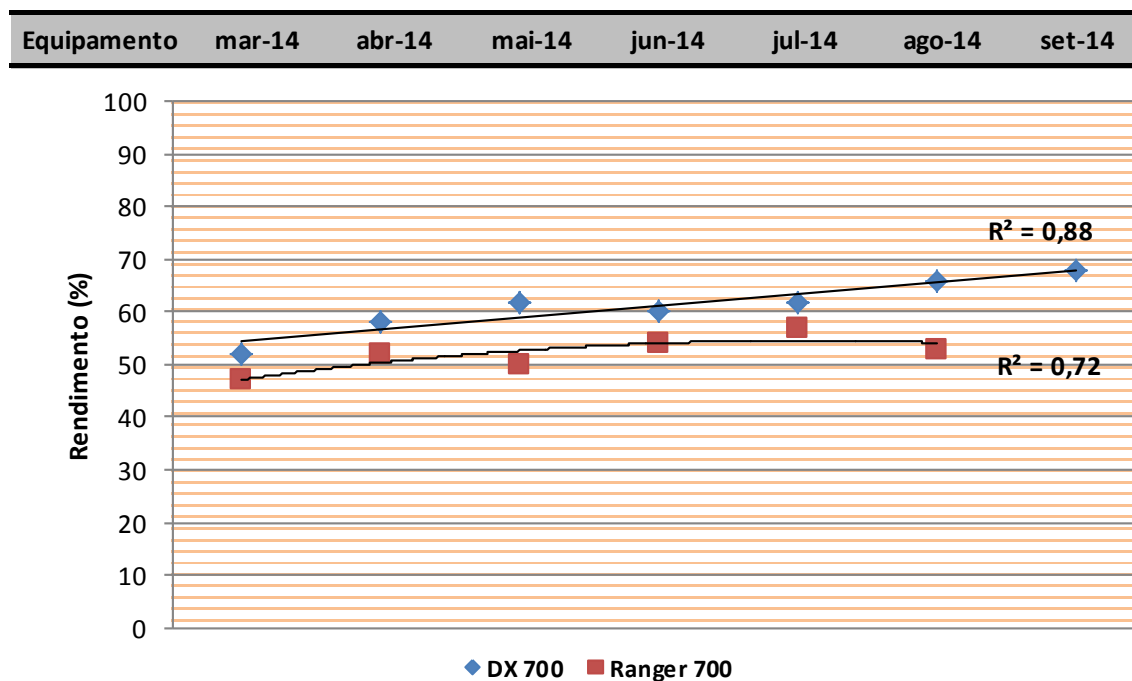


Figura 99: Rendimento do martelo em função das horas do equipamento de perfuração.

Assim, verifica-se um aumento significativo do rendimento dos martelos dos equipamentos de perfuração. Relativamente ao mês de Agosto, a ligeira quebra da eficiência do equipamento deve-se à manutenção periódica e preventiva do equipamento (revisão do martelo do *Ranger 700*). A partir do final de Agosto, o equipamento *Ranger 700* deixou de furar na pedreira de Sines.

A eficiência dos equipamentos de perfuração foi obtida através dos TOA (trabalho, ordem e avarias) de cada equipamento.

Com a optimização da operação da perfuração, conseguiu-se reduzir a perfuração específica e também, a carga específica (Figura 100). Esta situação deve-se essencialmente à inovação na utilização de detonadores electrónicos, os quais proporcionaram o aumento sustentável e eficaz da malha de furação. Esta evolução, foi sem dúvida muito importante não só para o desmorte mas também para a carga e transporte, onde para custos semelhantes se conseguiu melhorar a qualidade de desmorte, tendo em vista o desmorte de enrocamento (mais especificamente TOT), admitindo que a montante no ciclo de operações, obteve-se uma boa qualidade de perfuração.

De referir que, com a utilização de detonadores electrónicos, conseguiu-se reduzir significativamente a fragmentação secundária.

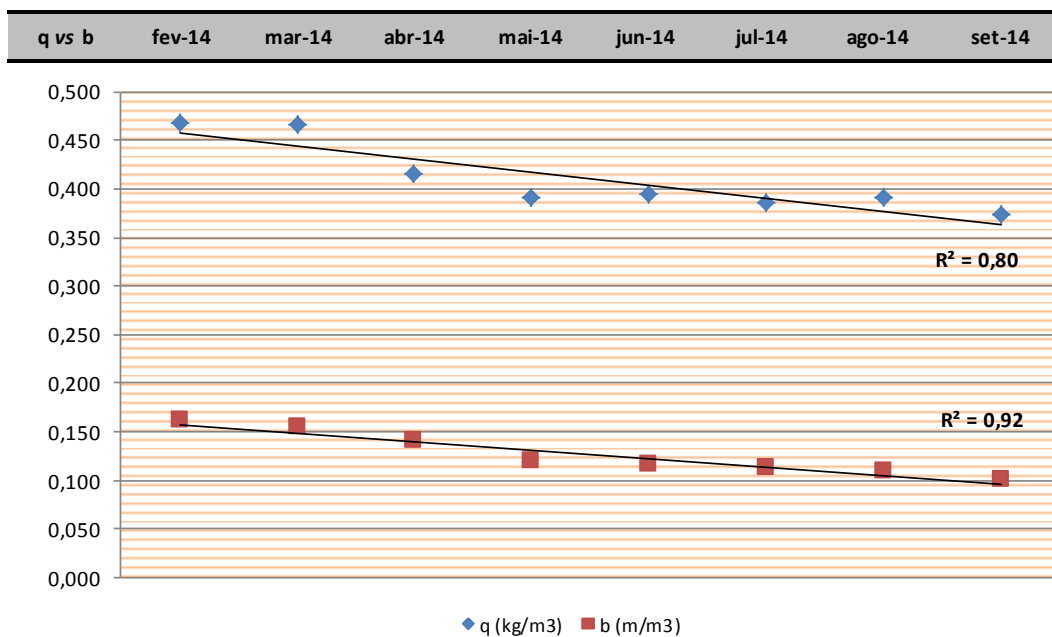


Figura 100: Carga específica vs Perfuração específica.

A diferença significativa na carga específica entre Março e Abril deve-se essencialmente ao aumento do diâmetro de furação de 76 para 89 mm, o que permitiu o aumento da malha de furação em cerca de 30 cm, tanto para a distância à frente como para o espaçamento. Através da otimização da malha de furação, possibilitou desmontar mais, furando menos metros. Essa alteração na malha teve uma influência significativa no consumo de combustível por metro furado (Figura 101).

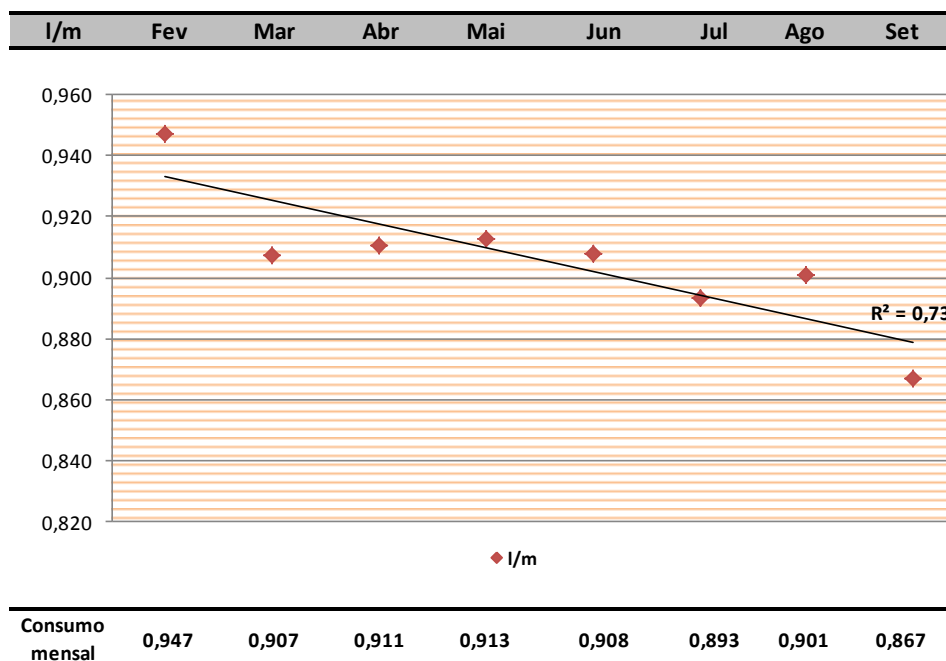


Figura 101: Evolução do consumo de combustível mensal em função dos metros lineares realizados.

5.3.1. Optimização dos aços de perfuração

Na indústria extractiva é difícil conseguir estabelecer uma tendência de receitas e de despesas. Neste processo estão envolvidas bastantes variáveis, necessitando assim de uma análise pormenorizada

Iniciando a análise pela vertente de custos directos e indirectos poder-se-á reconhecer que as diminuições/aumentos de produção têm repercussão no incremento dos custos directos e indirectos que irão ter influência no custo total. Assim, são classificados como custos directos, os custos com os explosivos, a energia, o gasóleo e o consumo de acessórios de perfuração. Os custos que não estão relacionados directamente com a produção são as amortizações, os custos da estrutura e a mão-de-obra, que são valores fixos mensais, portanto classificados como custos fixos ou indirectos.

Através da Figura 102, verificam-se os custos percentuais (directos e indirectos) mais expressivos.

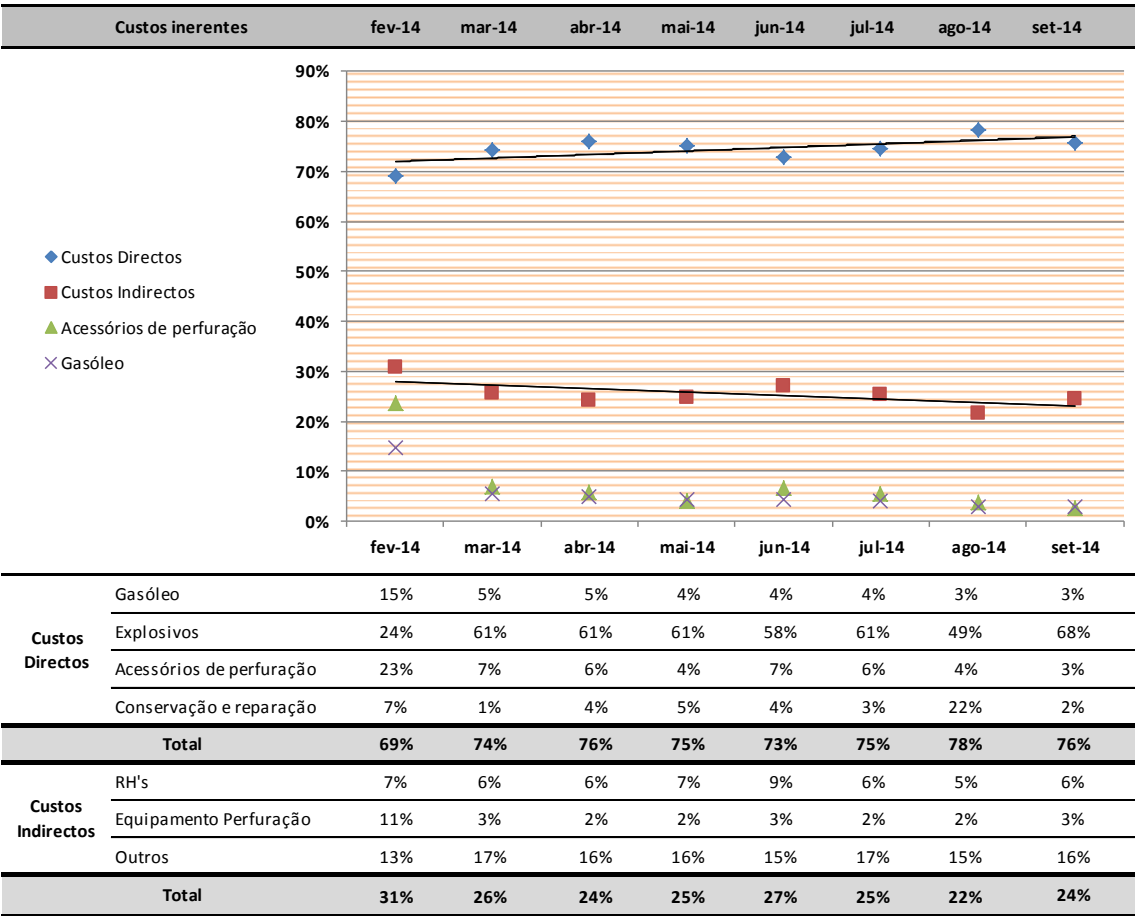


Figura 102: Peso percentual dos custos directos vs custos indirectos.

A Figura 102 evidencia o aumento percentual dos custos directos e indirectos entre os meses de Fevereiro e Setembro de 2014. Os custos indirectos mantiveram-se quase constantes no seu valor global, como seria de prever.

A análise que será desenvolvida irá incidir sobre os custos directos que são logicamente os que irão reflectir a eficácia da metodologia implementada. Os custos directos, que são influenciados directamente pela produção, tiveram um aumento de cerca de 7% quando comparados os valores de Setembro com Fevereiro, mês em que foi registado o valor mais baixo de custos directos. Este aumento percentual deve-se essencialmente, ao aumento do custo do explosivo, ou seja, utilização de detonadores electrónicos em vez de detonadores não eléctricos. Apesar do custo percentual aumentar, o custo do explosivo por m³ diminuiu.

De salientar que tanto o custo percentual do combustível como o custo dos acessórios de perfuração diminuiu ao longo dos meses, o que evidencia que se conseguiram obter excelentes resultados com a metodologia aplicada.

Assim sendo, fazendo uma análise mais pormenorizada, pode-se “esmiuçar” a optimização obtida com os acessórios de perfuração. A Figura 103 demonstra uma análise económica às ferramentas de desgaste.

Evolução Económica		mar-14	abr-14	mai-14	jun-14	jul-14	ago-14	set-14
m³ totais desmontados		160.353,00	182.797,61	224.994,05	167.763,98	229.246,81	190.337,71	169.251,10
Metros perfurados	Totais	16.774,70	17.384,50	18.305,50	13.350,00	17.458,00	14.251,64	11.647,83
	Equipamento em estudo	9.797,00	9.682,00	10.902,50	8.721,50	10.106,50	7.735,00	5.571,50
Bits	€ totais mensais	7.651,68 €	5.423,46 €	6.295,68 €	3.867,85 €	6.759,43 €	4.021,85 €	1.523,24 €
	€/m	1,41 €	1,01 €	1,04 €	0,80 €	1,20 €	0,94 €	0,49 €
	Optimização €/bit	-	0,40 €	0,37 €	0,61 €	0,20 €	0,47 €	0,91 €
	Variação mensal face a março	-	28%	26%	43%	14%	33%	65%
Varas	€ totais mensais	6.388,40 €	5.749,56 €	9.788,40 €	6.837,19 €	4.642,09 €	3.492,18 €	1.597,11 €
	€/m	0,65 €	0,59 €	0,90 €	0,78 €	0,46 €	0,45 €	0,29 €
	Optimização €/vara	-	0,06 €	-0,25 €	-0,13 €	0,19 €	0,20 €	0,37 €
	Variação mensal face a março	-	9%	-38%	-20%	30%	31%	56%
Encabadouros	€ totais mensais	1.009,23 €	889,56 €	779,72 €	1.565,44 €	785,72 €	395,86 €	309,92 €
	€/m	0,10 €	0,09 €	0,07 €	0,18 €	0,08 €	0,05 €	0,06 €
	Optimização €/encabadoiro	-	0,01 €	0,03 €	-0,08 €	0,03 €	0,05 €	0,05 €
	Variação mensal face a março	-	11%	31%	-74%	25%	50%	46%
Custo total	€ total/aço	15.049,31 €	12.062,58 €	16.863,80 €	12.270,49 €	12.187,24 €	7.909,88 €	3.430,27 €
	€/m totais	2,16 €	1,69 €	2,01 €	1,76 €	1,74 €	1,44 €	0,83 €
	Optimização €/m total	-	0,47 €	0,15 €	0,40 €	0,42 €	0,72 €	1,33 €

Figura 103: Evolução económica dos acessórios de perfuração.

Analisando a Figura 103, verifica-se uma optimização relativamente aos custos totais, quando comparado o mês de Setembro (afiação semiautomática) com o de Março (sem afiação) e com o de Julho (afiação manual). Comparando a afiação semiautomática dos *bits* com a utilização

de *bits* sem afiação, conseguiu-se otimizar na coluna total da perfuração, tanto na parte técnica (vida útil do acessório) como na parte económica:

- ✚ *Bits*: Otimização de 65% no mês de Setembro face ao mês de Março. Representa uma otimização no custo por *bit* de 0,91 €;
- ✚ Varas: Otimização de 56% no mês de Setembro face ao mês de Março. Representa uma otimização no custo por vara de 0,37 €;
- ✚ Encabadouros: Otimização de 46% no mês de Setembro face ao mês de Março. Representa uma otimização no custo por encabadoiro de 0,5 €.

Tendo em conta o mencionado, conseguiu-se realizar uma otimização técnico-económica.

Assim sendo, com base na otimização da fracção técnico-económica dos *bits* pode-se rentabilizar o custo-investimento da máquina de afiação semiautomática, BQ3.

Desta forma, deve-se ter em consideração os seguintes factores: investimento no equipamento, otimização gerada com a afiação semiautomática e o número de metros médios mensais realizados (Figura 104).

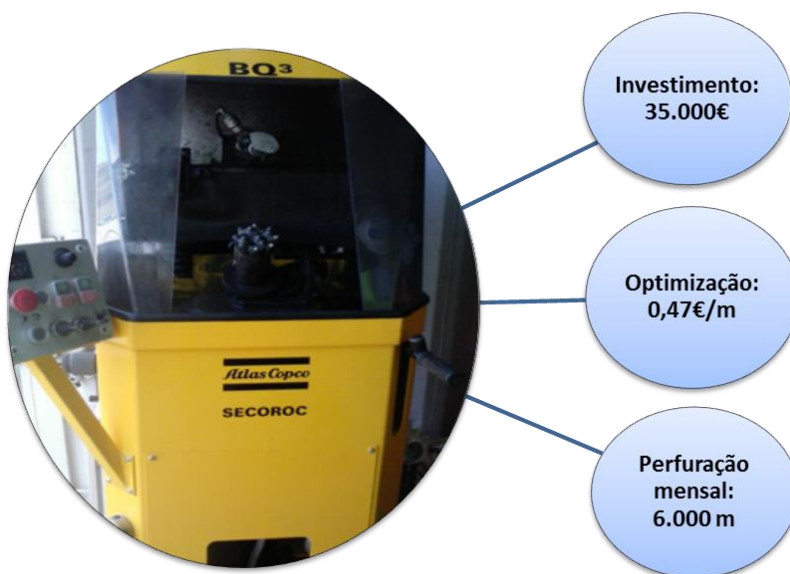


Figura 104: Variáveis que irão interferir no tempo de amortização do custo do equipamento.

Em suma, se se realizar uma furação média mensal de 6.000 m, com uma otimização obtida de 0,47 €/m da passagem da afiação manual para a semiautomática, ao fim de 13 meses consegue-se recuperar o custo do equipamento, já que este foi adquirido por 35.000 €. De uma forma mais simplista, isto traduz-se no seguinte:

$$0,47 \text{ €/m} \times 6.000 \text{ m} = 2.820 \text{ €/mês} \times 13 \text{ meses} = 36.000 \text{ €}$$

Capítulo VI



Terminal XXI de contentores, Sines



6. Conclusões

6. Conclusões

Este manuscrito surgiu no âmbito do Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente frequentado no Instituto Superior de Engenharia do Porto em concordância com o estágio profissional no grupo Mota-Engil, mais concretamente na Mota-Engil Engenharia e Construção, S.A. (Departamento de Agregados). O tema do documento surgiu como área de interesse pessoal, estando intimamente ligado ao carácter profissional e empresarial, onde se pretende obter uma abordagem prática do assunto desenvolvido, de forma a obter informações para outros projectos futuros e desta forma correlacionar dados já obtidos criando assim um desenvolvimento sustentável do grupo, visando a obtenção de sinergias.

A perfuração é das operações mais importantes no ciclo total de trabalhos de uma pedreira, pois o bom desempenho da mesma vai implicar o sucesso/insucesso das operações a jusante. O estudo minucioso da perfuração é difícil de ser quantificado, pois existem variáveis envolvidas no processo que são difíceis de ser avaliadas devido à sua subjectividade. No presente trabalho são descritas e analisadas as seguintes variáveis: geotecnia/geomecânica, equipamento de perfuração, operador e acessórios de perfuração utilizados.

Através destes tópicos sintetizados, assim como das análises teórico-práticas, foi possível concluir o seguinte:

-  Dever-se-á realizar um estudo geológico-geotécnico-geomecânico mais alargado e a todas as bancadas de exploração da pedreira de forma a identificar e a caracterizar da melhor forma possível o maciço rochoso, e assim evidenciar os locais geológico-geotécnicos mais “complicados” de se realizar a operação de perfuração;
-  Através de uma criação de uma base de dados através de técnicas de campo expeditas (técnica da amostragem linear), conseguiu-se identificar a família de descontinuidades predominante no maciço rochoso da pedreira de Monte Chãos (N 30°-50° E) e assim, obteve-se a direcção/sentido preferencial de desmonte (N 120°-130° E). Utilizou-se uma bússola para definir a direcção e o paralelismo entre as várias bancadas com vista, não só a melhorar o desmonte de rocha, mas também, a melhorar as condições de acesso e movimentação dos equipamentos de carga e transporte;

- ✚ Através do ensaio com o Martelo de *Schmidt*, o maciço rochoso foi classificado, segundo a ISRM (1981), como sendo do tipo S2 (resistência elevada), tendo como valor médio da resistência 60 MPa;
- ✚ Com a iniciação da afiação de *bits* concluiu-se que se obtinham melhores rendimentos instantâneos e industriais, melhoramento da vida útil da coluna de perfuração do equipamento, diminuição dos consumos energéticos e obtenção de optimizações nos custos dos aços de perfuração. Desta forma, através de dados extrapolados através de análises práticas, dever-se-á fazer a mudança do *bit* entre os 80 e os 110 m tendo em conta o local onde se está a furar. Quando se faz a troca do *bit* também se deve fazer a rotação das varas, optimizando assim o processo de troca e o aproveitamento máximo da vida útil das varas;
- ✚ O aumento sustentável do diâmetro de furação de 76 para 89 mm proporcionou o aumento da malha de furação, a minimização de encravamentos da coluna, a melhor fragmentação no desmonte da rocha e, por consequência, a optimização do custo por m³ desmontado. É importante salientar que o rigor na perfuração e carregamento de explosivos, melhoraram as condições das operações a jusante;
- ✚ A utilização de detonadores electrónicos proporcionou o melhoramento na qualidade do desmonte obtido, reflectindo-se em melhores paramentos do talude final da escavação, granulometria homogénea obtida no desmonte e diminuição do taqueio/fragmentação secundária. Assim sendo, poder-se-á concluir que o desmonte de rocha depende essencialmente de cinco dimensões: diâmetro de furação, comprimento de furação, distância à frente, espaçamento entre furos e temporização;
- ✚ Com as optimizações implementadas foi possível cumprir o objectivo criado no início que era a optimização do tempo de ciclo de perfuração, de 75% para 65%, ou seja, para uma bancada de 12 m, o tempo necessário para executar um furo era de 20 minutos e, com a optimização da furação, o tempo necessário para a mesma bancada é de 14 minutos, ou seja, a optimização da perfuração permitiu passar de 3 para 4 furos, por hora. De referir que, apesar de não pertencerem ao ciclo da perfuração, a limpeza, a regularização da bancada e a validação do furo devem ser objecto de especial atenção, pois estes podem pôr em causa o sucesso da mesma.

Em função da redução de custos apresentados no estudo, pode-se afirmar que o rigor na perfuração diminui o custo de produção.

Para assegurar estes valores, é necessário fazer o controlo de uma manutenção preventiva dos equipamentos de perfuração, e para o melhoramento dos procedimentos de qualidade é necessário uma monitorização permanente com recolha e tratamento dos dados que permitam tomar decisões de alteração atempadamente. A aposta na formação contínua dos operadores é outra das medidas que deve ser considerada num programa de melhoria contínua.

Perspectivas de estudo e desenvolvimento

A temática desenvolvida neste documento poderá merecer estudos futuros. Assim, tendo em consideração os objectivos traçados, sugere-se que as investigações a realizar futuramente incidam sobre:

- ✚ O estudo da influência dos desvios de furação, baseando-se em reconhecimentos visuais do talude rochoso, utilização do sistema *Boretrak* (medidor da direcção e inclinação dos furos) e emprego do sistema *Laser profiler* para se verificar como está na prática a explorar a bancada e verificar se existe subfuração a mais;
- ✚ O estudo de modelos digitais nas pedreiras (modelação 3D) deverá ser uma ferramenta importante a explorar, pois permite avaliar as reservas exploráveis e identificar o posicionamento de cada frente livre, de modo a optimizar a altura da bancada e o sentido do desmonte;
- ✚ O estudo de pormenor da fracturação e da geomecânica do maciço rochoso em bancadas criteriosamente seleccionadas, para complementar e aprofundar os estudos da influência dos parâmetros geotécnicos em maciços rochosos fracturados;
- ✚ A substituição, de um modo sustentável, em todos os desmontes a executar de detonadores não-eléctricos (*noneI*) para detonadores electrónicos (*Uni Tronic 600*), por forma a melhorar a qualidade dos desmontes.

Capítulo VII



Pedreira de Monte Chãos, Sines

7. Bibliografia

APS, 2003. Plano de pedreira de Monte Chãos – Sines, 256 pp.

Atlas Copco, 2012. Blasthole Drilling – Third edition, 301 pp.

Atlas Copco, 2013. Surface drilling and mobile crushing – fifth edition, 202 pp.

Bernardo P., 2010. Reflexão acerca das bases actuais da escavação de maciços rochosos. Portugal Mineral, Revista da Indústria Extractiva, ANIET, 1: 38-43.

Brown E. T., 1991. Da teoria à prática em mecânica das rochas. Ingenium, Revista da Ordem dos Engenheiros, Ano IV, 48: pp. 9-29.

Chaminé H. I. & Gaspar, A. F., 1995, Estudo da compartimentação de maciços rochosos pela técnica de amostragem linear. Aplicação a uma travessa da Mina de Carvão de Germunde Estudos, Notas & Trabalhos Inst. Geol. Min., Porto, 37: 97-111.

Chaminé H.I., Afonso M.J., Ramos L. & Pinheiro R., 2014. Scanline sampling techniques for rock engineering surveys: insights from intrinsic geologic variability and uncertainty (Chapter 61). In: Giordan D., Thuro K., Carranza-Torres C., Wu F., Marinos P., Delgado C. (eds.), Engineering Geology for Society and Territory – Applied Geology for Major Engineering Projects, IAEG, Springer, 6: 357-361.

Correia C., 2011. Desmonte de rocha com explosivos: Importância da optimização. Instituto Superior de Engenharia do Porto, 168 pp. (Tese de Mestrado).

Fonseca L., 2008. Interacção e avaliação entre o maciço rochoso e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. Instituto Superior de Engenharia do Porto, 225 pp. (Tese de Mestrado).

Fonseca L., Ramos L., Galiza A.C. & Chaminé H.I., 2010. Avaliação geomecânica de maciços rochosos fracturados e as tecnologias de perfuração: consequências técnico-económicas. In: Gomes Correia A. et al. (eds), Actas do 12 Congresso Nacional de Geotecnia (Geotecnia e Desenvolvimento Sustentável), SPG/UM, Guimarães. pp. 279-288 (CD-Rom, ISBN: 978-972-40-4214-5).

Galiza A. C., Bernardo P., Gomes C. & Chaminé H. I., 2011. Manual do operador de produtos explosivos: Um guia de apoio para a formação., AP3E.

Galiza A.C., Ramos L., Fonseca L. & Chaminé H.I., 2011. Geotecnia mineira de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. Ingenium, Revista Ordem dos Engenheiros, 124 (Jul/Agos): 76-80.

Góis J.C., Vieira A., Galiza A.C., Bernardo P., Gomes C. & Chaminé H.I., 2012. Manual do operador de produtos explosivos: um guia de apoio à formação. Editores Associação Portuguesa de Estudos e Engenharia de Explosivos / Associação Nacional da Indústria Extractiva e Transformadora. 169 pp.

Gomes Correia A. (eds), Actas do 12 Congresso Nacional de Geotecnia (Geotécnica e Desenvolvimento Sustentável), SPG/UM, Guimarães.

Gomes L., Galiza A.C. & Vieira A. (2008). Desmonte com explosivos I. Curso Superior de Engenharia Geotécnica e Geoambiente. Instituto Superior de Engenharia do Porto.

González de Vallejo L. I.; Ferrer M; Ortuño L. & Oteo C. [coords.], 2002. Ingeniería geológica Prentice Hall, Madrid, 715 pp.

Guazzelli S.R., Koppe J.C., Munaretti E., Rosenhaim V.L. & Feijó J.F.L. (s.d.). Análise de custos das operações de perfuração e desmonte de rochas com utilização de explosivos em minas a céu aberto, 14 pp.

Hoek E. & Bray J. (1981). Rock Slope Engineering.

IGeoE – Instituto Geográfico do Exército. Carta Militar de Portugal, Folha 515 A– Sines, escala 1/25000. Edição 4-IGE-2009. Instituto Geográfico do Exército, Lisboa.

IGeoE – Instituto Geográfico do Exército. Carta Militar de Portugal, Folha 526 – Sonega (S. Tiago do Cacém), escala 1/25000. Edição 4-IGE-2009. Instituto Geográfico do Exército, Lisboa.

IGeoE – Instituto Geográfico do Exército. Carta Militar de Portugal, Folha 516 – S. Tiago do Cacém, escala 1/25000. Edição 4-IGE-2009. Instituto Geográfico do Exército, Lisboa.

I.S.R.M. – International Society For Rock Mechanics, 1978. Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses int. Journ. Rock Mech. Min. Sci. & Geomechanics. 15 (6): pp. 319-368.

I.S.R.M. – International Society For Rock Mechanics, 1981. Basic geotechnical description of rock masses Int. Journ. Rock Mech. Sci. & Geom. Abstr., 18: pp. 85-110.

Kerber R., Tudeschi H. & Rebehn T. (2007). Investigation into piercing rectilinear blastholes into hard rock. In: Aggregates International, Julho/Agosto, Alemanha, p. 22-31.

Palmstrom A. & Singh R., 2001. The deformation modulus of rock masses: comparisons between in situ tests and indirect estimates. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 115- 131 pp.

Press F. & Siever R., 1998. *Understanding Earth*. Second edition. W. H. Freeman and Company, New York. 682 pp.

Ramos L., 2008. Avaliação geotécnica e geomecânica de maciços rochosos fracturados para o controlo da qualidade do desmonte. Instituto Superior de Engenharia do Porto, ISEP. (tese de mestrado).

Ribeiro A., Munhá J., Dias R., Mateus A., Pereira E., Ribeiro L., Fonseca P.E., Araújo A., Oliveira J.T., Romão J., Chaminé H.I., Coke C. & Pedro J., 2007. Geodynamic evolution of the SW Europe Variscides. *Tectonics*, 26, TC6009, 24 pp.

Rocha M., 1981. *Mecânica das Rochas*. LNEC, Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, 445 pp.

Sandvik, 2006. *Princípios básicos da perfuração*.

Sandvik Coromat - Rock Tools. (s.d.). *Manual de perfuração de rochas - Técnico e Teórico*. Equipamentos para perfuração de rochas Sandvik Coromat (Manual de perfuração). São Paulo, Brasil: Sanvik do Brasil.

Sandvik Tamrock, 1999. *Rock excavation handbook for civil engineering*, 363 pp.

Santos Pereira C., Chaminé H.I., Vieira A.R., Teixeira J., Gomes A. & Fonseca P.E., 2005. Geologia estrutural e geotecnia do maciço granítico do Alto da Cabeça Santa (NW de Portugal): implicações para a gestão do georrecurso da pedreira da Mimosa. *Cadernos Laboratório Xeolóxico de Laxe, A Coruña*, 30: 40-65.

Sodré Borges, 2002. *Geologia Estrutural*. Faculdade de Ciências da Universidade do Porto.

Terzaghi, R., 1965. Sources of errors in joint surveys. *Geotechnique*, 15: 287-304.

Sites da internet:

<http://earth.google.intl/pt>, URL. Consultado em Junho de 2014, de Google Earth (link para o programa utilizado).

<http://www.Inec.pt>, URL. Consultado em Maio de 2014.

Normas:

NP EN 1702-2, 2002. Resistência à fragmentação, Coeficiente de Los Angeles.

ISRM, 1972. Determinação do índice de resistência à carga pontual.



Pedreira de Monte Chãos, Sines

Anexos

(Em cd-rom)

Anexo I: Levantamento topográfico da pedreira de Monte Chãos.

Anexo II: Fichas de levantamento geológico-geotécnico e geomecânico.

Anexo II: Tratamentos estatísticos aplicados no documento.